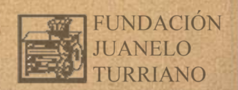
INSTITUTO DE INGENIEROS CIVILES DE ESPAÑA

# II CONGRESO NACIONAL DE INGENIERÍA

Celebrado en Madrid durante los días
28 de mayo a 3 de junio de 1950

## TOMO VI

1951




FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

INSTITUTO DE INGENIEROS CIVILES DE ESPAÑA

# II Congreso Nacional de Ingeniería

6-Feb-1953

## TOMO VI

## SIDERURGIA Y OTRAS INDUSTRIAS

MADRID
1951

Industrias Gráficas Magerit, S. A. Bravo Murillo, 122. - Teléfono 33 44 29. - MADRID



# GRUPO V

# SIDERURGIA Y OTRAS INDUSTRIAS

## ACTAS DE LAS SESIONES Y TRABAJOS



# SECCIÓN 1.ª




FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# GRUPO V
# SECCIÓN 1.ª

## II CONGRESO NACIONAL DE INGENIERÍA
(28 de mayo a 3 de junio de 1950)

### ACTA DE LA SESIÓN CELEBRADA EL DÍA 29 DE MAYO DE 1950

*Se constituye la Mesa con la Presidencia del Ilmo. Sr. D. Eustaquio Fernández Miranda, Ingeniero de Minas y actúa de Secretario D. Rafael Carbonell Atard, de la misma especialidad. Abierta la sesión a las 10 horas, el Sr. Presidente dirige un saludo a los reunidos y concede después la palabra a D. Juan de Lizáur, quien explica el contenido de su trabajo, titulado:*

# N.º 62. - Los criaderos de hierro de Kelaia (Marruecos Español)

Autor: D. JUAN DE LIZÁUR Y ROLDÁN
Ingeniero de Minas

## I
## GENERALIDADES

No es cosa nueva el hacer un estudio de los criaderos de hierro de la Región Oriental de nuestra Zona de Protectorado; ya en varias ocasiones eminentes ingenieros se han ocupado de ello, y el presente trabajo sólo trata de aprovechar las enseñanzas que se derivan de una más avanzada explotación, pues lo mismo que al pasar las hojas de un libro nos vamos enterando de su contenido, al realizar el laboreo en una concesión minera van poniéndose al descubierto sus entrañas, lo que permite realizar nuevas observaciones para que, con más fundamento, podamos razonar sobre cuál fué el proceso de formación de sus minerales.

De todos los estudios realizados, los más importantes, por ser los primeros, por la cantidad de tiempo a ellos dedicado y por su acertada visión, han sido los de D. Alfonso del Valle. Fué D. Alfonso el descubridor de estos criaderos y el principal propulsor de su explotación en aquella época heroica de nuestra lenta penetración militar en Marruecos. Valle se adelantó a las columnas militares y vestido de moro recorrió toda Kelaia en plena zona rebelde. Gracias a su tacto, habilidad diplomática y energía, están hoy día en manos españolas estos yacimientos. Durante la etapa de los años anteriores al Acta de Algeciras, Marruecos estaba lleno de aventureros de todos los países que, más o menos protegidos por sus Gobiernos, intentaban crear intereses comerciales en el Imperio, con ayudas unas veces al Sultán y otras a los que, en





rebeldía contra su precario poder, campaban como dueños y señores por diversas zonas a las que las impotentes Mehalas del Sultán no ponían gran interés en someter. Uno de estos disidentes era El Roghi, cuyo poder llegó a ser tan fuerte que tuvo la osadía de poner sitio a Fez, residencia del Sultán. La región sobre la que ejercía su mandato se extendía por todo el Marruecos nororiental, poblado de tribus semisalvajes, aisladas en sus montañas y protegidas por la falta de comunicaciones y lo inhóspito del terreno.

Los criaderos de hierro estaban entonces bajo el poderío directo de El Roghi, y con él tuvo Valle que tratar, celebrando varias entrevistas en la Alcazaba de Zeluán. Cuando derrotado y prisionero El Roghi por el Sultán Muley Hafid, y aparentemente éste dueño de todo Marruecos, Valle fué a Fez con la embajada de Merry del Val, y gracias a su labor pudo conseguirse que Muley Hafid reconociera también los derechos de las propiedades españolas.

La explotación puede decirse que se realiza sin interrupción desde el año 1914.

Quiero testimoniar mi agradecimiento a las «Compañía Española de Minas del Rif» y «Sociedad Anónima Minera Setolázar», así como a los Ingenieros Directores e Ingenieros a sus órdenes, que con sus facilidades e interesante colaboración han hecho posible que pudiera realizarse este trabajo.

## II

## DESCRIPCIÓN GEOGRÁFICA

Los criaderos están enclavados en el macizo montañoso de Beni-bu-Ifrur, formado por montes de altura media que culminan en el monte Uixan de 696 metros de cota. Estos cerros sin alineaciones determinadas forman un conjunto comprendido entre la depresión del valle del Jemis por Levante, el entrante de Segangan por el Norte, que le separa del macizo volcánico del Gurugú, y los llanos miocenos y diluviales del Quert y de Zeluán por el Oeste y Sur.

La distancia al puerto de Melilla es de unos 28 Kms. Las explotaciones están unidas a él por dos ferrocarriles mineros. (Fig. 1.)

Distinto es el relieve que hoy presentan del que tenían antes de empezar su laboreo, y por las fotografías 1, 2 y 3 de aquellas primeras canteras, nos formamos idea del tamaño de los crestones de hierro y del cambio que diariamente va sufriendo la topografía.

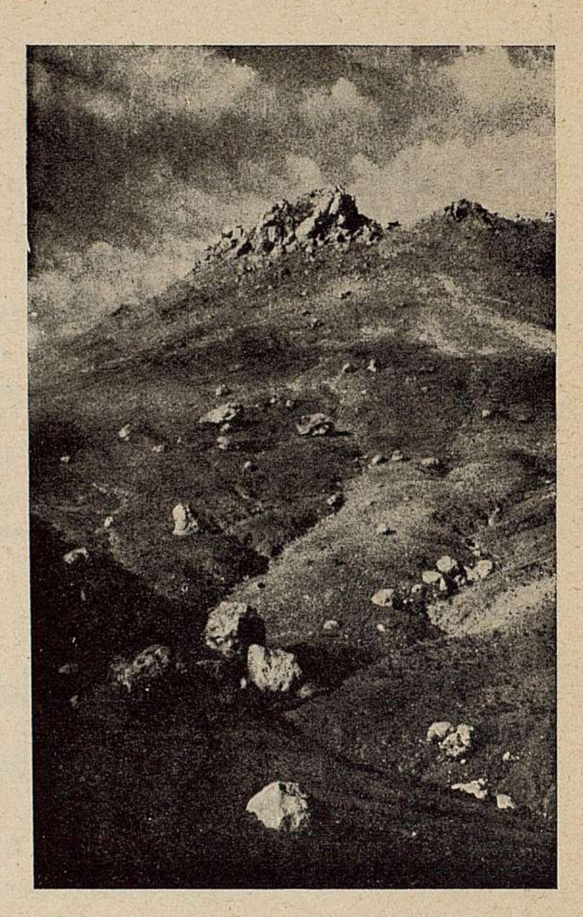


Foto 1.—*Crestón de andesita piroxénica, en Kader (Montes de Afra)*

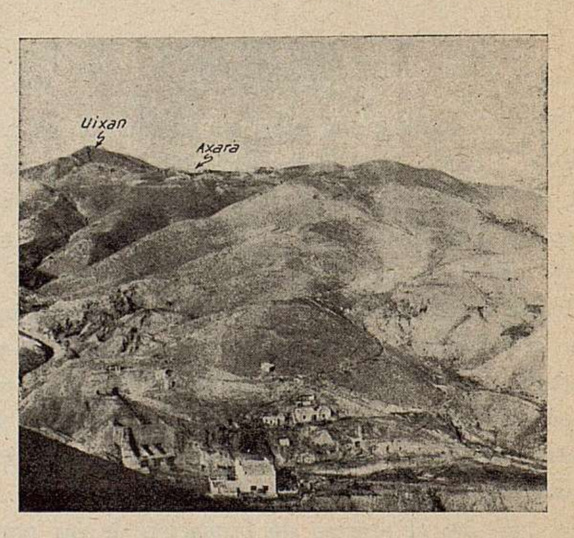



Foto 2.—*Conjunto de las explotaciones. En primer término, Bocoya inferior*





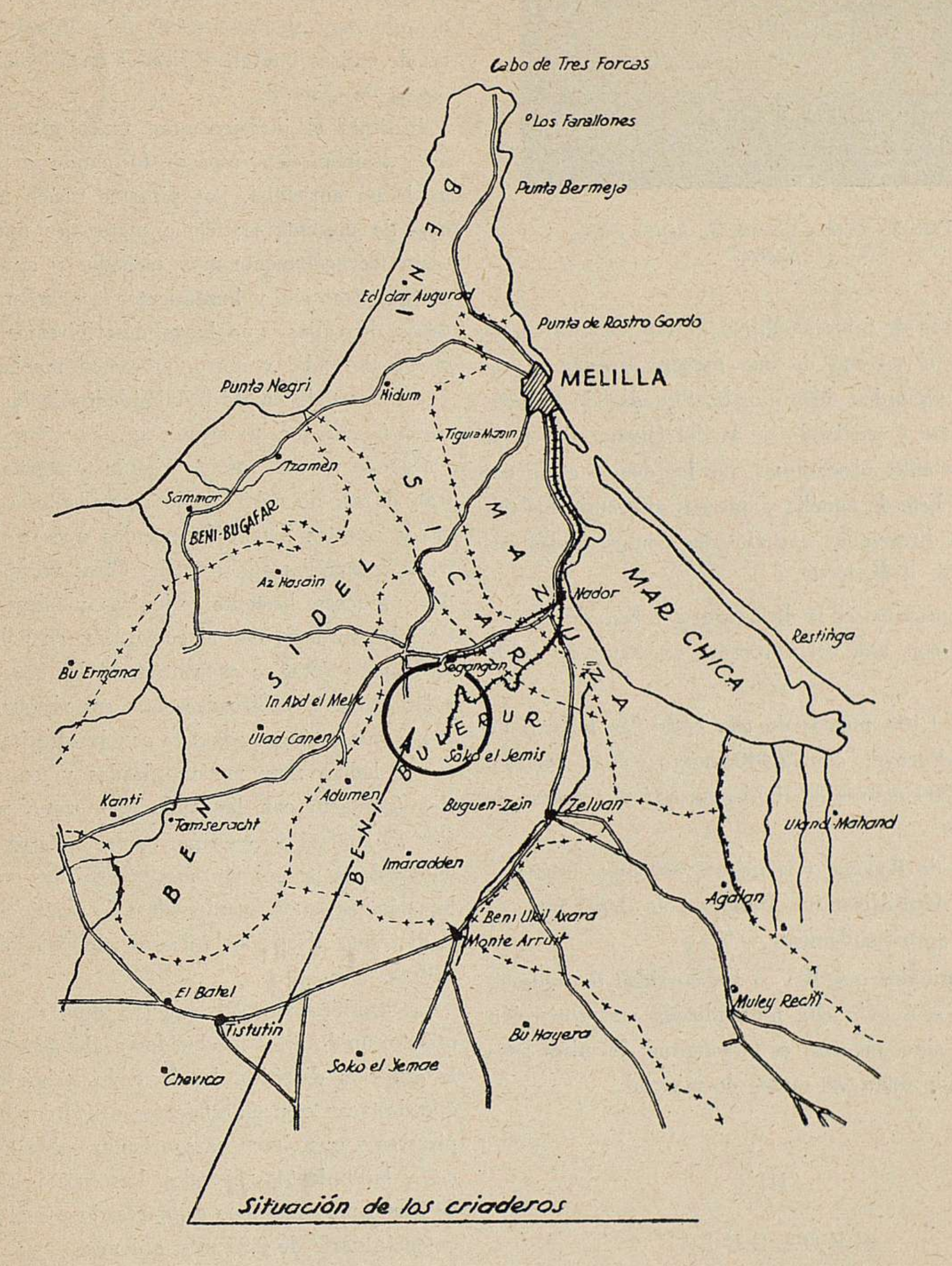

Cabo de Tres Forcas
Los Farallones
Punta Bermeja
Punta de Rostro Gordo
MELILLA
Punta Negri
Hidum
Tzamen
Sammar
BENI-BUGAFAR
Az Hasain
Nador
MAR CHICA
Restinga
Bu Ermana
Segangan
In Abd el Melk
Ulad Canen
Soko el Jemis
Kanti
Tamseracht
Adumen
Buguen-Zein
Zeluan
Imaradden
Agalan
Monte Arruit
El Batel
Tistutin
Muley Rechi
Bu Hayera
Soko el Yemae
Chevica
Situación de los criaderos

FIGURA 1

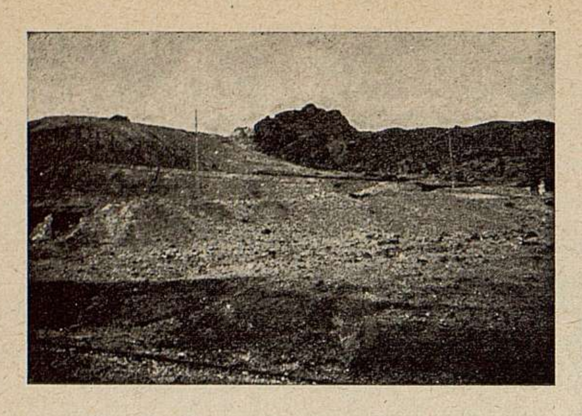


Foto 3.—*Uixan. Crestón de hierro entre pizarras*

Las masas de mineral objeto de este estudio se reparten en el terreno de una manera regular y con arreglo a un orden determinado. Situadas de Poniente a Levante y partiendo de la del Uixan, que es la más importante, observamos que las demás están colocadas al Este de aquélla y que sus afloramientos tienen todos direcciones aproximadas comprendidas entre la N.-S. y N.-40°-O.

La más próxima es la de Axara, a 1 Km. de la cantera Este, con una corrida entre crestones de 1.500 metros.

A unos 1.100 metros de ella están las labores de Iberkanen-Bocoya, con 2.400 metros de recorrido. A unos 1.200 metros de Iberkanen está el criadero de La Jardina.

Al Este de Bocoya, y a unos 3.000 mts., están las masas de Afra-Alicantina-Andaluza, de 2.000 mts. de recorrido aproximadamente.

Las longitudes que doy a las corridas no quieren decir que está toda ella mineralizada en proporción industrial, sino que ésta es la longitud del nivel geológico donde están las masas de mineral.

## III

## GEOLOGÍA

A la vista del plano geológico se observa que son cuatro los terrenos que le integran: dos de origen sedimentario, jurásico y aluviar, y dos de origen ígneo, dioritas y andesitas.



### JURÁSICO

Ocupa este terreno la mayor extensión, y en él se distinguen tres clases de rocas, más bien cuatro, si se tiene en cuenta el mineral de hierro; una gran masa de pizarras; algunos niveles de cuarcitas; los paquetes de calizas interestratificados en las pizarras, y las masas de mineral.

Presenta el jurásico gran uniformidad en cuanto a su posición en el espacio, formando la rama Noreste de un anticlinal. Las pizarras tienen muchas formas de presentarse; como materiales más plásticos, están frecuentemente muy plegadas y aunque se observan dirección y buzamientos concordantes con las capas de caliza, que luego describiremos, a las que sirven de techo y muro, presentan muchas variaciones, sobre todo en las proximidades de los asomos de rocas ígneas que las atraviesan.

Cuando no han sufrido ningún trastorno se encuentran duras, de color verde amarillento, con sus delgados estratos bien diferenciados que se desmoronan en la forma llamada cayuela. Otras veces son satinadas, untuosas, bastante sericíticas y talcosas, también de color verdoso, que al convertirse en polvo se vuelve blanco; éstas se encuentran en las capas próximas a las calizas y pellizcadas entre sus plegamientos.

Las que están en contacto con las dioritas o andesitas se hallan muy metamorfizadas y, en algunos sitios (contacto con las andesitas), como requemadas. Por lo general su metamorfismo consiste en un aumento de la proporción en sílice que las endurece, intercalándose unos lentejoncillos de cuarzo blanco.

Al tramo pizarreño le damos una potencia de 6.000 metros.

La combinación del esfuerzo dinámico del plegamiento, unido a los producidos a alta temperatura por la erupción diorítica, ha formado lechos de cuarcita que destacan sus afloramientos concordantes entre las pizarras y que sirven para orientar sobre las direcciones y buzamientos generales. Las cuarcitas son duras, de grano muy fino, con color rosado y en bancos cuya potencia varía de 0,25 mts. a 4 mts.

Intercalados en la masa de pizarras están los horizontes de caliza con sus correspondientes mineralizaciones en hierro que a continuación describimos de Poniente a Levante:

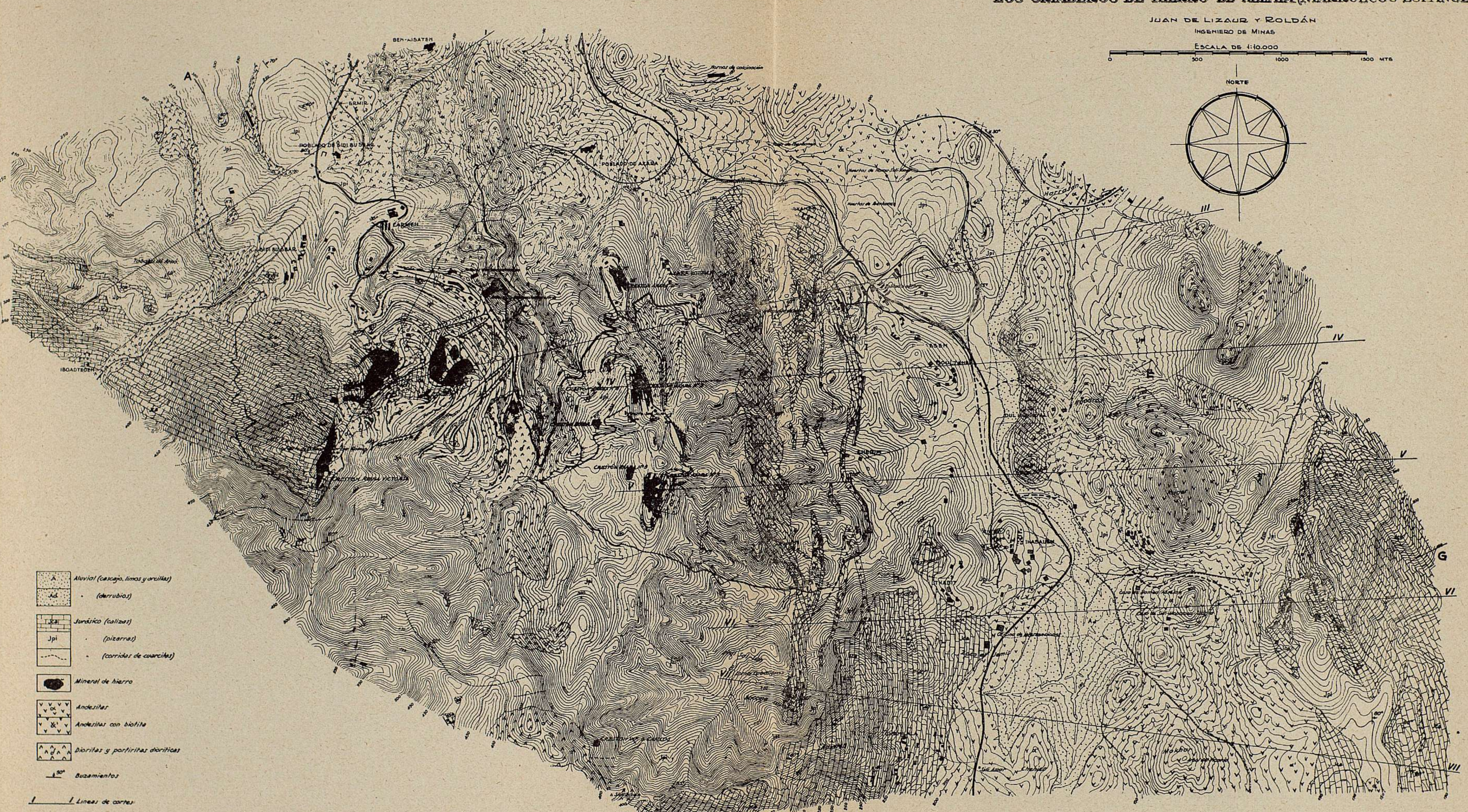
1.° En el Uixan la caliza se presenta en masa con

Comision de Estudios Geologicos de Marruecos

XIX Congreso Geológico Internacional
Argel 1952

# Los Criaderos de Hierro de Kelaia (Marruecos Español)

Juan de Lizaur y Roldán
Ingeniero de Minas



unos 700 metros de potencia sin intercalaciones de pizarra; la dirección media es N.-60°-O. y buza alrededor de 60° NNE. Sus bancos son estrechos, dándole un aspecto tableado. En superficie toma un color rojizo, pero en fractura fresca tiene un color gris azulado con vetas blancas de calcita. En las proximidades del plutón diorítico está trastornada y resquebrajada, presentando las direcciones y buzamientos más variados. Cerca de los contactos con la diorita la caliza está metasomatizada y substituída por el mineral de hierro, dando lugar a los criaderos. Fotos 4, 5, 6 y 7.

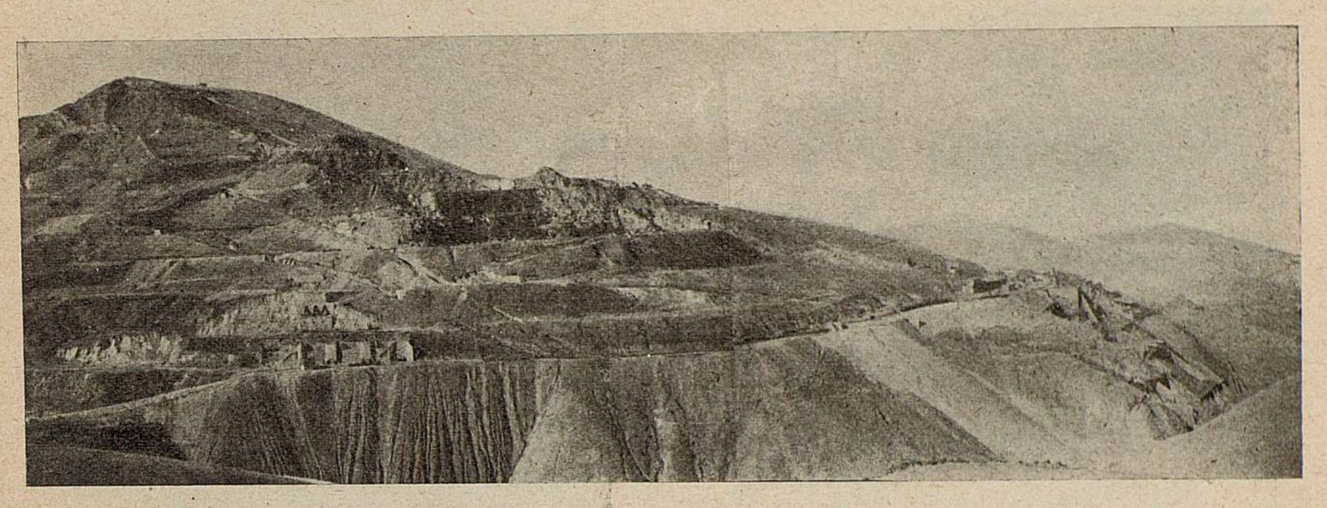


Foto 4.—*Conjunto de las explotaciones del Uixan. A la derecha, taller de trituración y clasificación*

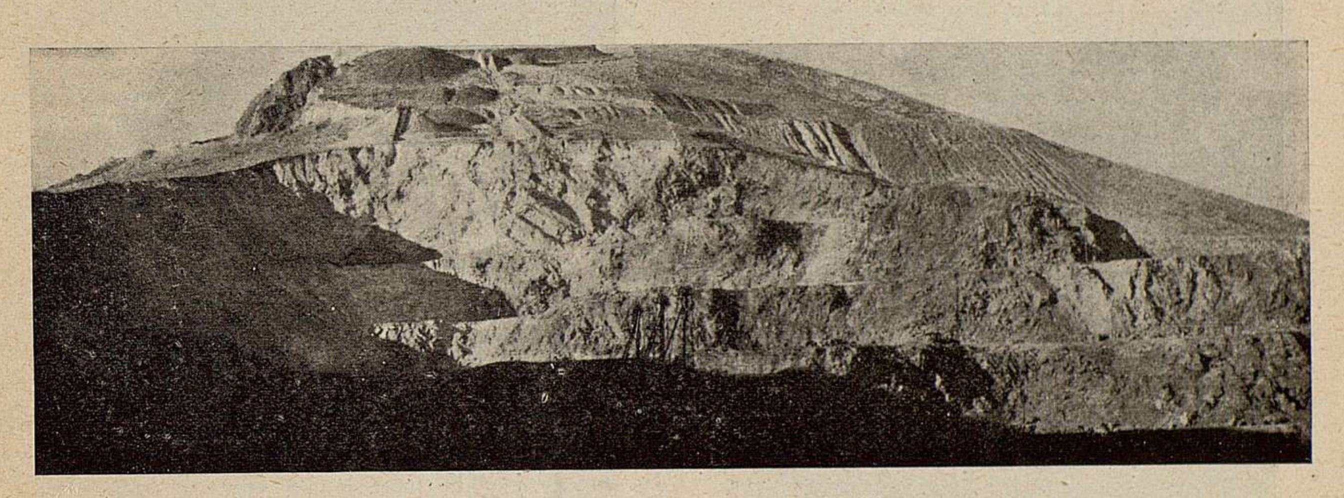


Foto 5.—*Canteras Oeste en la ladera del Uixan*

2.° La alineación de Axara se localiza por una serie de crestones de hierro. Se encuentra en ellas poca caliza, y únicamente en la parte Norte del crestón número 2 se ha situado una pequeña mancha. El que hoy en día no aparezca caliza no quiere decir que no tengamos que considerar este horizonte, ya que la presencia de la hematites roja indica que allí hubo caliza y que fué muy intenso el proceso de su substitución. Tiene dirección N.-S. con fuerte buzamiento, unos 75° al Este; su potencia media aproximada es de 80 mts. Fotos 8 y 9.

3.° El paquete a Axara Koddich es el único que conserva la caliza más sana, y ello es debido a que no ha habido ningún dique de porfirita diorítica que le haya atravesado, por lo menos en la superficie que ahora se observa; no obstante, presenta algunas ligeras impregnaciones ferríferas de oligisto y hematites que rellenan grietecillas y forman costras debido a

las ramillas derivadas de los diques que afloran en su techo y muro.

Se le sigue por toda la línea de cumbres hacia el Sur, hasta las proximidades de Bocoya Inferior, con una dirección muy constante de sus capas de N.-35°-O.

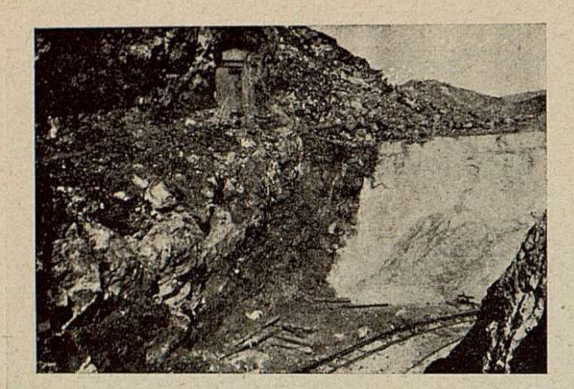


Foto 6.—*Uixan. Cantera 10. Contacto de mineral (oscuro) con diorita (claro).*

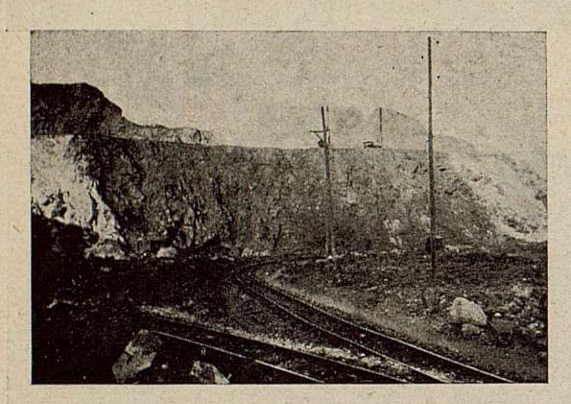


Foto 7.—*Uixan. Cantera Este. Masa de mineral (oscuro) entre diorita (claro)*



Foto 8.—*Axara Koddich. Detalle de los bancos de caliza en la cumbre. Al fondo, los hornos de calcinación de la C. E. M. R. y el poblado de Segangan*



Foto 9.—*Axara Koddich. Antiguas explotaciones, se observa el buzamiento*

con 50° al NE. de buzamiento. La potencia se mantiene uniforme en toda la corrida con una media de 110 mts. La estratificación está en bancos de 0,50 mts. de espesor y en fractura fresca tiene un color gris azulado de grano muy fino.

4.° El conjunto de Iberkanen-Bocoya no puede considerarse como un horizonte calizo, pues está formado por una serie alternante de capitas muy delgadas de caliza y pizarra. Algunas veces se encuentran bancos más potentes. Fotos 10 y 11.

Este conjunto está muy trastornado, pues ha sido cortado por multitud de diques de porfirita diorítica, lo que ha producido innumerables saltos, fallas, etcétera, etc. Tiene dirección general N.-S., derivando algo al Oeste en su extremo Norte; el buzamiento es de unos 60° al E. Su potencia media se calcula en 35 mts.

Por la influencia de los diques de porfiritas dioríticas, las capitas de caliza se han convertido en piritas que son objeto de explotación. Fotos 12 y 13.





En el plano se han marcado algunas manchas de caliza y hay que hacer la observación de que se trata de paquetes con intercalaciones en las que domina la caliza y por eso he considerado como tales.

5.º Encima de las explotaciones de Bocoya Superior y separado de ellas por las pizarras, se encuentran las calizas de Adiaten que cubren gran superficie, pues su buzamiento coincide con el relieve topográfico formando la ladera que desde las cumbres se extiende hasta cerca del Zoco el Jemis. Las capas tiene N.-S. de

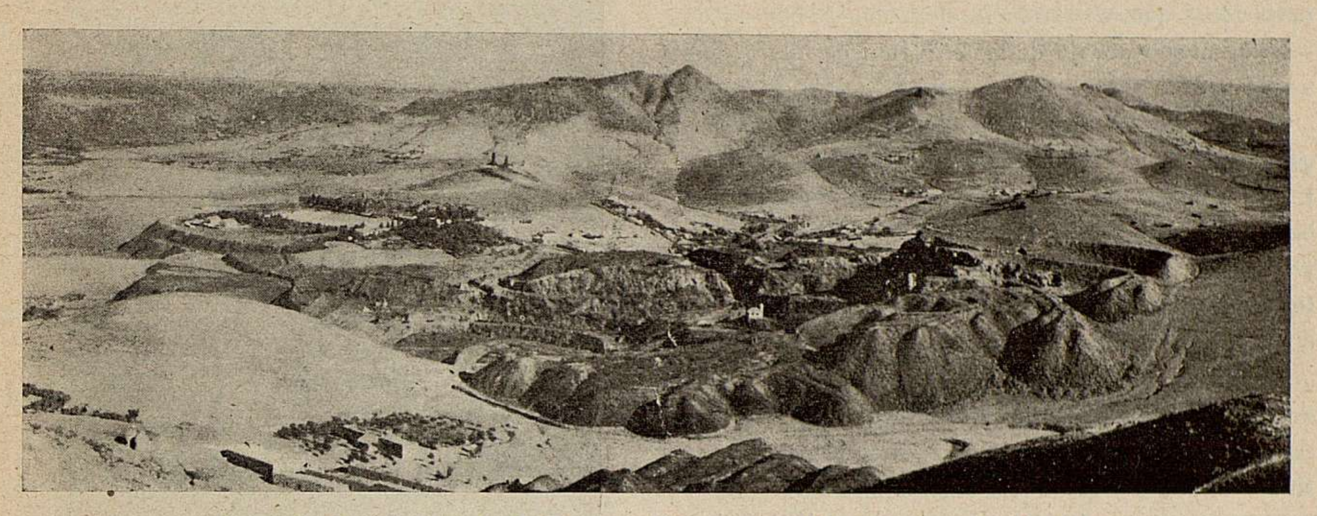


Foto 10.—*Explotaciones de Iberkamen. poblado minero. Al fondo, los montes de Afra.*

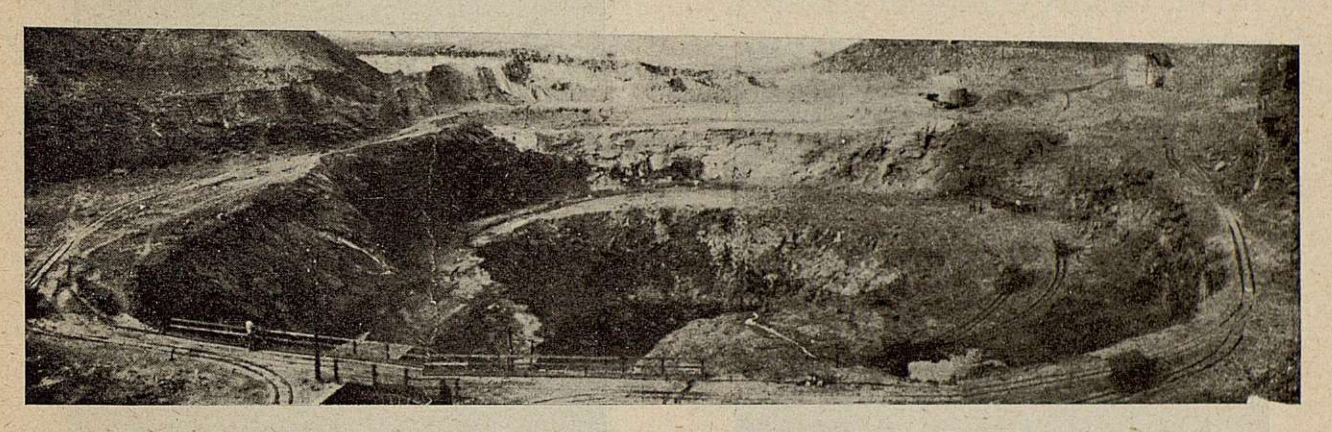


Foto 11.—*Explotación en Iberkamen*



Foto 12.—*Iberkanen. Dique de diorita (claro) atravesando las capas de mineral (oscuro)*

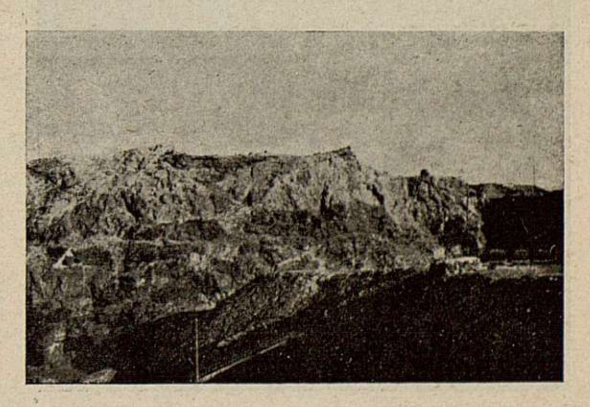


Foto 13.—*Iberkanen. Contacto de diorita (claro) y mineral (oscuro)*





dirección y buzan 40º E. En la fractura fresca son grises, de aspecto arenoso, superficialmente toman coloración rojiza debida a la carbonatación del hierro que contienen. Están cruzadas por pequeños asomos de diorita que en sus alrededores han formado mineralizaciones que motivaron la ejecución de labores de reconocimiento debajo de los crestones de hierro. Fotos 14 y 15.

A este nivel corresponde estratigráficamente el pequeño manchón de caliza que aflora en Taura Koba y La Jardina. Es un retazo aislado por la erosión. Los bancos de caliza gris azulada tienen dirección N.-50º-O. y buzan 70º NE. Está atravesada por un dique de porfirita diorítica que dió lugar a la formación de un criadero de hierro que ha sido explotado. Fotos 16 y 17.

6.º El horizonte calizo más oriental comprende las explotaciones de Afra-Alicantina-Andaluza. Las capas están más norteadas, dando una dirección media de N.-10º-O. con 80º E. de buzamiento.

El horizonte se divide en dos partes: la inferior,

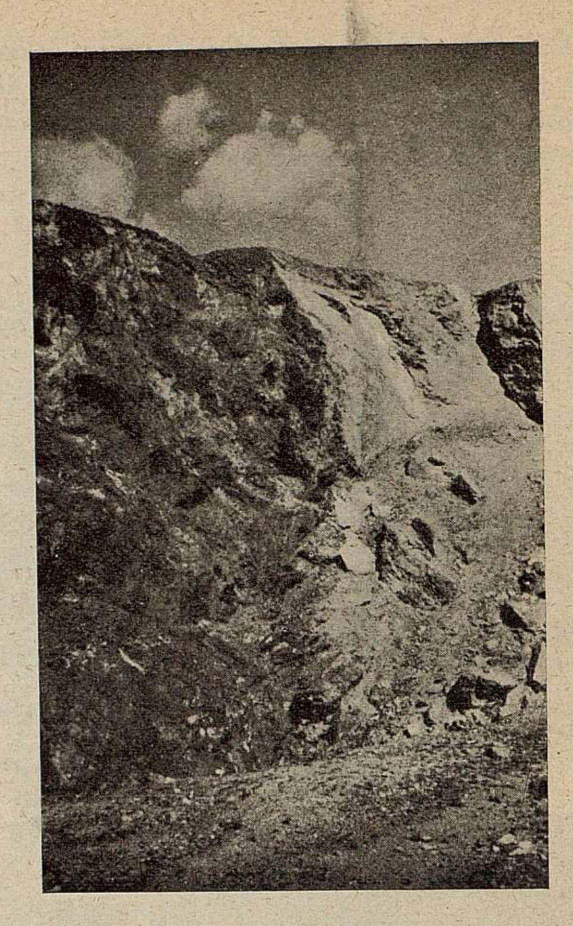


Foto 15.—*Bocoya inferior. Dique de porfirita diorítica en claro*

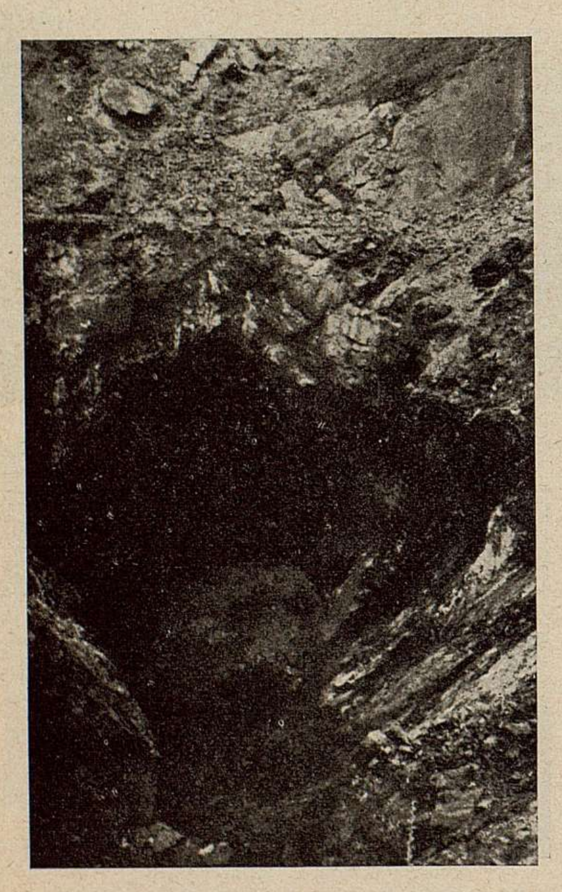


Foto 14.—*Bocoya inferior. Detalle de la estratificación*

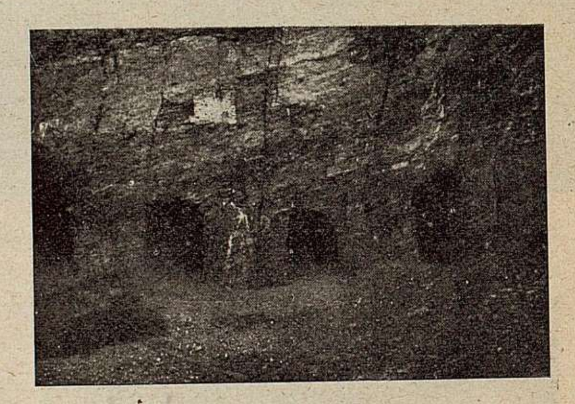


Foto 16.—*Bocoya Superior. Antiguas explotaciones*

formada por paquetes estrechos, que están mineralizados, comprendidos entre lechos de pizarras y atravesados por diques de porfiritas dioríticas, y la superior de más potencia, que forma las cumbres y que va a sumergirse debajo de las capas diluviales del llano de Tauima. Esta última está formada por bancos muy





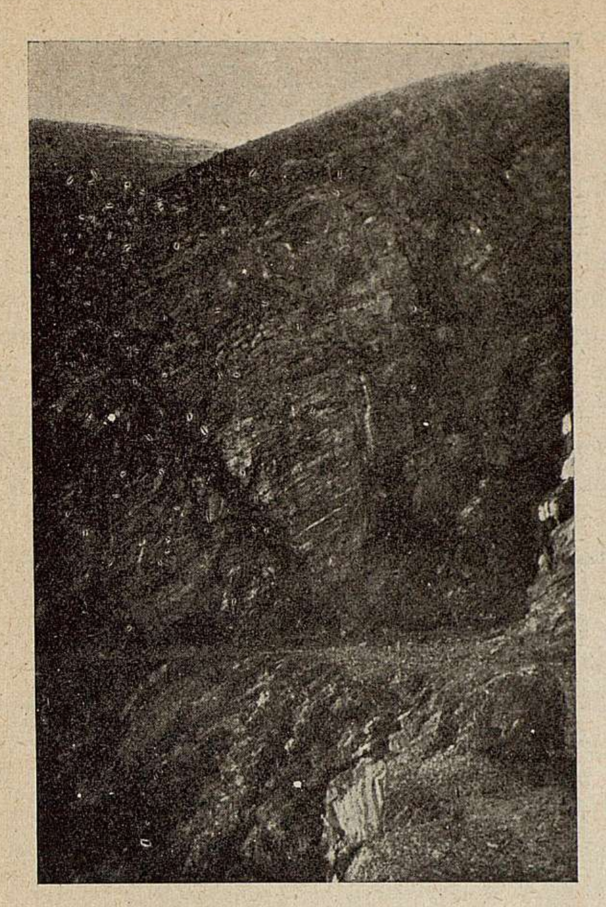


Foto 17.—*Bocoya superior. Detalle del fajeado de las pizarras y el mineral*

tableados de color ocre y lleva muchos filoncillos de hierro que forman un menudo reticulado; en algunos sitios ha tenido acumulaciones que han sido reconocidas por galerías. La dirección de sus bancos es de N.-35°-O. y buza 70° NE.

ALUVIAL

Tres manchas se han dibujado en la parte Este del plano: una corresponde al lecho aluvial del arroyo del Jemis, formado de arcillas y gravas, productos de disgregación de los terrenos que forman su cuenca. Las otras dos son de derrubios de bastante espesor, algunas veces llegan a 8 mts., y están ubicadas: una en la cabecera del arroyo del Jemis y otra en la ladera Norte de los cerros Kader y Kondros de los montes de Afra. Las dos son disgregaciones de rocas andesíticas de fácil ataque.

En otros puntos se encuentran zonas de derrubios que no se han hecho figurar en el plano, así como tampoco se han señalado las grandes extensiones que la mano del hombre ha cubierto con las escombreras de estériles procedentes de las explotaciones en cantera.

ROCAS ÍGNEAS

Dos clases de rocas han sido delimitadas y clasificadas; las dos proceden de un mismo magma interno de tipo diorítico, teniendo, por lo tanto, mucha semejanza en su composición.

Diorita.—El plutón diorítico que ha motivado la formación de los criaderos está localizado a Levante del monte Uixan, extendiéndose hasta Axara.

Estas rocas de consolidación profunda han sido puestas al descubierto por la erosión y por los trabajos de explotación.

Las manchas mayores se encuentran en el barranco del río Uixan y en el que separa los montes de Axara y Axara Koddich.

De este plutón diorítico han salido ramificaciones que al subir por las grietas de los terrenos sedimentarios formaron los diques de porfiritas dioríticas cuyos afloramientos tienen dirección aproximada N.-S.

Las dioritas tienen color gris acero y al descomponerse toman colores rosáceos.

Al microscopio se observa estructura granulada y están formadas por feldespato, hornablenda y biotita como elementos esenciales, y como accesorios algunas veces cuarzo, magnetita, apatito y piroxeno.

En las proximidades de las calizas y pizarras la diorita presenta lisos que se llegan a tomar como juntas de estratificación, como si al substituir a las rocas sedimentarias a tan altas temperaturas, siguiera conservando la estructura de éstas. Cuando esto ocurre se pasa sin solución de continuidad de las rocas endógenas a las sedimentarias, lo que hace que, a distancia, lleguen a confundirse.

Cuando la roca está sana tiene tres sistemas de diaclasas que en las explotaciones de la Zona Este del Uixan dan como direcciones generales:

| | | |
|---|---|---|
| N.-35°-O. | buzando | 64° SO. |
| N.-80°-O. | » | 80° N. |
| N.-50°-O. | » | 3° SO. |

Se observa que las direcciones coinciden con las de las capas de caliza y pizarra jurásicas, siendo normales a la dirección de empuje.



2



Las porfiritas dioríticas de los diques tienen los mismos elementos esenciales y por estar sometidas a dos tiempos de consolidación con un enfriamiento rápido al final, han toma textura porfídica.

La erupción de estas rocas es, desde luego, posterior al jurásico y anterior al mioceno, pues más a Poniente se encuentra éste horizontal sobre los diques dioríticos.

### ANDESITA

Se extienden por la parte Norte de nuestro trabajo y aparece atravesando las pizarras y calizas jurásicas en el extremo oriental separando los criaderos de Afra-Alicantina-Andaluza de los otros yacimientos. Pertenecen a la misma erupción del Gurugú, que están clasificados como postmiocenos.

Proceden del mismo magma diorítico que las rocas anteriores y se consideran como el representante moderno de las dioritas. Con una consolidación más superficial tienen una cristalización más rápida.

Las andesitas que forman los cerros de Afra y las estribaciones del Gurugú son andesitas con piroxeno. En los alrededores del Zoco el Jemis, al Sur de los montes de Afra, las andesitas son más ricas en biotita, lo que les da un aspecto obscuro, y son deleznables al ser atacadas por los agentes atmosféricos. Forman cerros de poco relieve. Las piroxénicas son algo amarillentas y, como más duras, modelan las cumbres agrestes de los montes de Afra.

La mancha que extiende por el Norte la componen andesitas muy descompuestas y caolinizadas, que se desmoronan fácilmente; tienen colores morado, grisverdoso y pardo-rojizo. En el cerro donde están construídos los hornos de desulfuración de la Compañía Española de Minas del Rif, hay una intercalación formada por una brecha de cenizas volcánicas blancogrisáceas con cantos sueltos y redondeados de andesitas.

## IV

## TECTÓNICA

Al hacer la descripción estratigráfica ya se ha adelantado algo referente a las fuerzas que han intervenido en el modelado de los distintos terrenos.

Dada la situación, en el espacio, de las capas de pizarras y calizas, así como de las clases de mineral en ellas localizadas, resulta tectónica de lo más simple que cabe imaginarse, que queda gráficamente explicada en el Esquema de Formación correspondiente.

El jurásico ha sido plegado por el empuje venido del NE., que ha motivado la formación de un gran anticlinal cuya rama Noreste tiene todas sus capas concordantes con N.-40°-O. de dirección general, buzando 60° NE. El eje del anticlinal pasa a Poniente del Uixan y en su charnela asoman las calizas liásicas del monte Harcha, debajo de las capas más inferiores del jurásico. La rama Sudoeste está casi desaparecida por las erupciones andesíticas que la han dislocado soterrando sus estratos en los llanos diluviales de Zeluán. Este empuje pertenece a la primera fase alpina.

Las calizas y pizarras jurásicas han sufrido intensas conmociones en las proximidades del plutón diorítico y de los afloramientos de porfiritas dioríticas y andesíticas, que les han obligado a tomar direcciones y buzamientos diversos que en el caso del plutón del Uixan-Axara, hace que los estratos aparezcan como apoyados en la masa ígnea, dirigiendo sus buzamientos hacia la periferia.

Las andesitas han surgido en los últimos movimientos posteriores al mioceno y son contemporáneas de las erupciones del Gurugú. Cortan las andesitas a sus antecesoras las porfiritas dioríticas, rompen sus diques y atraviesan por diversos puntos a las pizarras y calizas jurásicas, dejando aislados a los paquetes de Afra-Alicantina-Andaluza.

En conjunto se observa como si existiera dispersión en haz forzada por los empujes debidos a las erupciones; así resulta que, las capas de caliza y pizarra que se encuentran en el barranco de Iboadteden, tienen dirección N.-70°-O., con 70°-N. de inclinación. Esta misma dirección, pero con más suave buzamiento, unos 45°, tiene la masa caliza del Uixan y las pizarras infrayacentes que la bordean por el Sur.

Las alineaciones de Axara, y Axara Koddich están algo más norteadas y tienen N.-35°-O., buzando 50° NE. Siguen las de Iberkanen-Bocoya, con direcciones próximas a N.-S. y con buzamiento de 50°-60°-E., y encima de éstas la masa de calizas de Adiaten con los mismos dirección y buzamiento.

El pequeño manchón de La Jardina y las capas de





Afra-Alicantina-Andaluza ya están afectadas por la erupción andesítica y aun así conservan, aproximadamente, las direcciones y buzamientos generales que señalamos, N.-10°-O. con buzamientos de 70° al Este.

## V

## GÉNESIS

Durante el período jurásico los mares fueron depositando en su fondo importante cantidad de sedimentos, que, en la zona que estudiamos, se considera tienen unos 7.000 mts. de espesor. Este jurásico reposaría sobre los tramos plegados del trías y tal vez estuviera cubierto por algunos niveles de cretáceo. Al ocurrir el empuje de carácter alpino se pliega todo el conjunto, y a la bóveda formada debajo del anticlinal afluye el magma que sufre, a su vez, una diferenciación gradual, dando lugar al silicomagma que formará las rocas dioríticas y al sulfomagma que va encajándose entre los estratos triásicos, a los que digiere continuando su ascensión hasta llegar al contacto con el jurásico. En este momento empieza la formación de los criaderos de hierro. La erupción fué perdiendo cada vez más fuerza al ir encontrando más resistencia, y se extendió por los alrededores de las chimeneas ramificándose por las grietas de las distintas masas estratificadas, abiertas por el plegamiento y el empuje endógeno.

La formación de estos criaderos corresponde a la fase hidrotermal, y es considerada como de tipo metasomático o de substitución; en ellos la caliza jurásica ha sufrido proceso de disolución capilar y deposición casi simultánea durante el cual los sulfuros de hierro se han ido desarrollando.

La vía de penetración en la masa caliza la constituye un finísimo sistema de leptoclasas que se extiende en todas direcciones por la roca, sistema originado por las presiones orogénicas.

El proceso es algo complicado y se compone de dos estados que se desenvuelven al mismo tiempo o con sucesiones rapidísimas: la descomposición (disolución) del *palasom* (1), que está representado por la caliza y la formación (precipitación) del *metason*. La substitución inmediata ocurre cuando el palasom atacado por las disoluciones es substituído por relaciones de doble cambio del metasom.

Las dos fases se suceden en el tiempo cuando el palasom es primero disuelto y, después, en su sitio se deposita el metasom.

Hemos visto que los horizontes calizos están entre las capas de pizarras impermeables que hacen que los criaderos queden más localizados. Las disoluciones al ascender tropiezan con estas capas impermeables que las retienen y ayudan a estar más tiempo en contacto con las calizas y las obligan a ejercer acción metamórfica más profunda.

En estos criaderos se observa, como también se ha comprobado en otros muchos, un orden en la sucesión de los diversos minerales en relación con la profundidad relativa, o sea, con la mayor o menor distancia a la masa hipogénica. Podemos, pues, considerar que existe una clasificación en zonas concéntricas y una asociación de yacimientos minerales a partir del plutón hacia el exterior.

Esta clasificación se considera como consecuencia directa de las progresivas variaciones de temperatura, presiones y quimismo de la masa endógena en su avance hacia el exterior. En la realidad, las zonas concéntricas no son regulares, sino que su forma es variada, ya que las condiciones químico-físicas de los diversos puntos equidistantes del plutón, no son las mismas y varían no sólo con relación a la presión y la temperatura, sino también con la composición química de las rocas que atraviesa y posiblemente con la composición misma del plutón.

Esto nos explica algo la distinta composición de los diversos criaderos que estudiamos, y así tenemos en el Uixan minerales oxidados, hematites y magnetita, producto de las hematites de reacciones secundarias sobre la primitiva masa piritosa, y quedan en algunos sitios restos de piritas irregularmente repartidos; en Axara continúan con la misma composición; en el horizonte Bocoya-Iberkanen los minerales son piritosos, igual que ocurre en La Jardina; y en los criaderos de Afra-Alicantina-Andaluza, igual que los que se encuentran al Oeste de Uixan, aparecen los óxidos con algo de manganeso, cuando están en contacto con las gangas de barita que llevan algo de

(1) A los dos elementos que intervienen en todo proceso de metamorfismo Desio los llama: *palasom* a la roca sedimentaria y *metasom* a las substancias de origen endógeno contenidas en las rocas.





galena. Vemos que, conforme a lo que decimos, existe una diferenciación al irse separando del plutón original que suponemos localizado en el Uixan-Axara.

Resumiendo, nos encontramos ante el caso de unas capas calizas que, al contacto con disoluciones procedentes de un sulfomagma diorítico, han dado productos de reacción, verificándose cambios de los silicatos de Ca y Mg, de los sulfuros y de los óxidos metálicos con los carbonatos de las calizas.

Estos criaderos se presentan en forma seudo lenticular más o menos extensa y paralelos al plano de sedimentación.

UIXAN

Es el criadero más importante, no sólo por la cantidad, sino también por la calidad de sus minerales. Abunda sobre los demás la hematites roja; se ha encontrado también magnetita. La presencia de mineral piritoso es en pequeña proporción.

Si se considera en conjunto las dos explotaciones de las canteras Este y Oeste, se observa cómo la masa caliza ha sido atravesada por diques dioríticos que, como ya he dicho repetidas veces, la ha metasomatizado, substituyéndola por el mineral de hierro. Al ir avanzando las explotaciones, se han puesto al descubierto muchos más sitios y han llegado a la masa diorítica del plutón a medida que se arrancaba el hierro y las pizarras que a éste le servían de techo. En los reconocimientos que se han efectuado por sondeos en la Zona Poniente, se ha localizado la continuación de la masa de mineral debajo de la pizarra. Por otra parte, en la ladera Sur del Uixan se encuentra un contacto en que las calizas reposan concordantes sobre las pizarras que entonces le sirven de muro.

Por lo expuesto, considero que, como se indica en los diversos cortes y gráficos que acompañan a este trabajo, la masa de calizas del Uixan, masa muy pura, sin intercalaciones de pizarras, estaba comprendida antes de la venida diorítica entre dos tramos de pizarras. Al ocurrir los plegamientos que formaron el anticlinal y la elevación del subsiguiente plutón diorítico, los apófisis de éste cortaron en forma de diques, hubo uno que dividió en dos al paquete calizo separando lo que luego han sido canteras Este y Oeste, mineralizando sus substitución a las calizas (figs. 2, 3, 4, 5, 6 y 7).

La mineralización tiene por límites, en sentido normal a la estratificación, el contacto con las pizarras de techo y muro, y dentro de la capa la mayor o menor difusión que haya tenido la substitución. Estos datos son los que hay que tener en cuenta para calcular los límites del criadero y situar los trabajos de reconocimiento para encontrar nuevas masas de mineral.

No debe, por tanto, considerarse terminada una masa por haber llegado al contacto con las dioritas, hay que atravesar a esta roca y ver que se encuentra al otro lado; puede ocurrir que se llegue a tocar pizarra y que la diorita se haya incrustado entre las dos rocas; en este caso no habrá mineral, porque estaremos en el muro del lentejón; que se encuentre caliza, y entonces debe haber mineralización; o que no se salga de la diorita, lo que nos indica que se ha llegado a la masa del plutón.

En el caso concreto del Uixan, vemos que las explotaciones del Oeste han ido buzando hacia el Norte, teniendo por arrastre la diorita, y por pendiente, la pizarra; la mineralización continúa debajo de la pizarra donde va a iniciarse la explotación subterránea. La gran cantidad de caliza que hay al Norte y Poniente en el monte Uixan hacen pensar que debe ésta continuar por debajo de la diorita que forma el fondo de la explotación y, por lo tanto, debe estar mineralizada, a no ser que esté ya en la masa del plutón.

En las canteras Este ocurre lo mismo, y allí la diorita está separando las dos zonas mineralizadas que están en explotación.

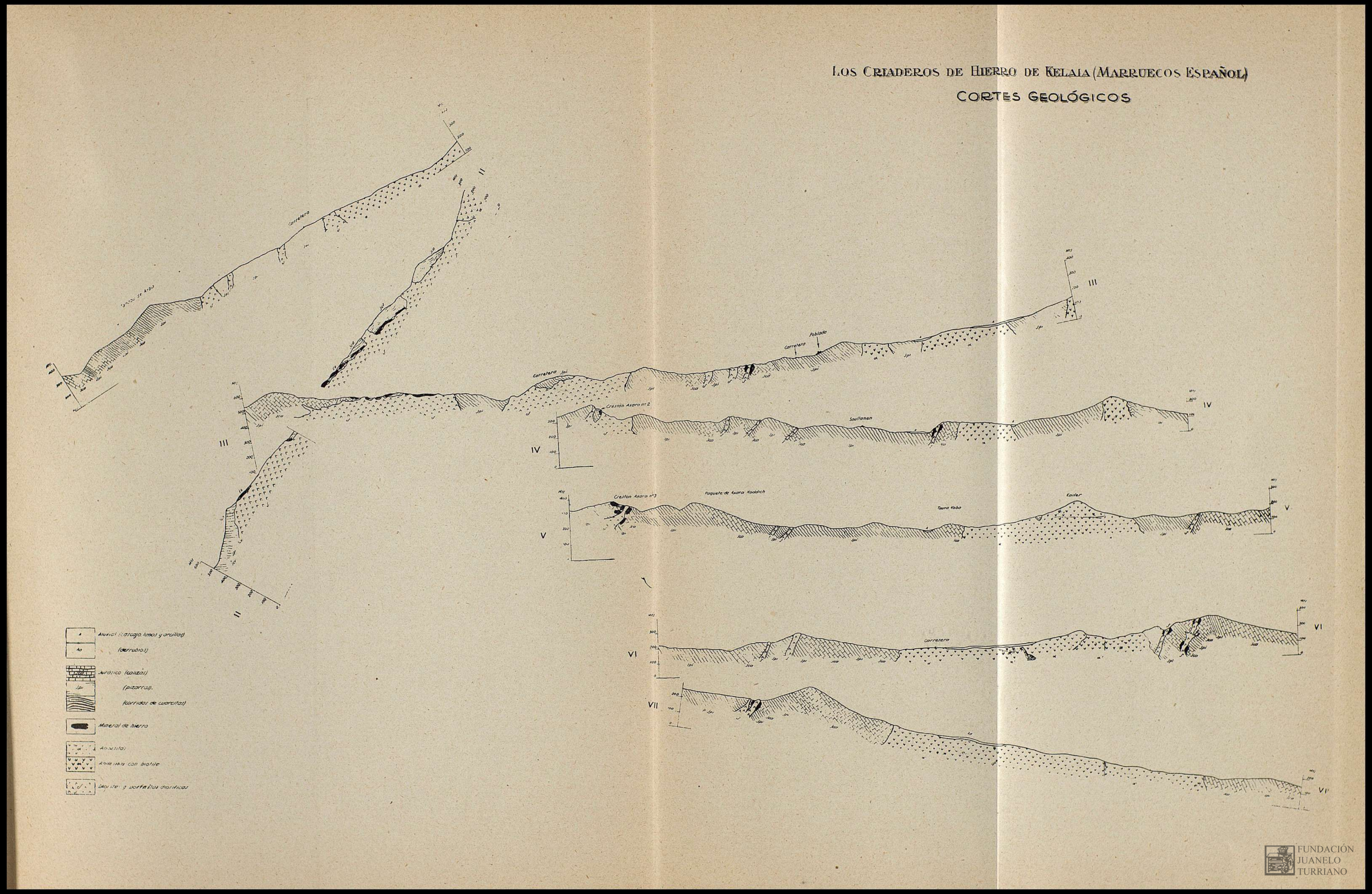
En líneas generales, hay que tener siempre bien presente que, cuando un apófisis o dique diorítico o de porfirita diorítica atraviesa horizonte calizo, a uno y otro lado del dique ha existido la misma acción metasomática, y si en un lado hay mineral de hierro, en el otro también debe encontrarse.

AXARA

El paquete calizo que se ha mineralizado no tiene la potencia de el del Uixan, y se encuentra también intercalado entre dos masas de pizarra. Su dirección se sigue perfectamente por los afloramientos de los crestones, que han sido en parte explotados. Por los reconocimientos efectuados se sabe que la mineraliza-





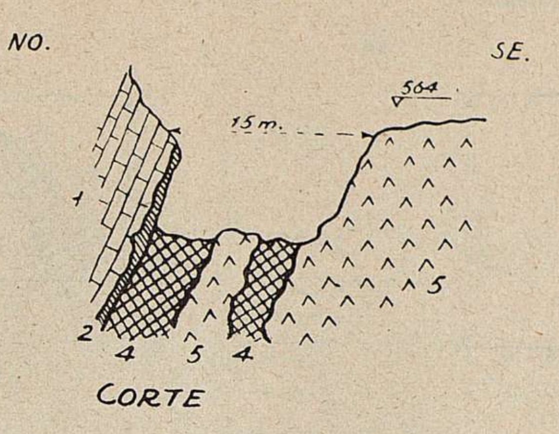


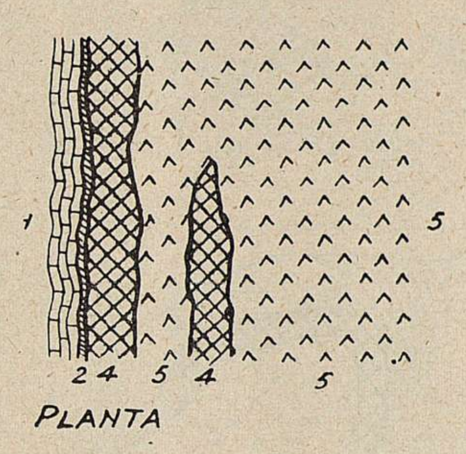
LOS CRIADEROS DE HIERRO DE KELAIA (MARRUECOS ESPAÑOL)
CORTES GEOLÓGICOS
Carretera
Poblado
Creston Axara nº 2
Soultanen
Creston Axara nº 3
Paquete de Axara Kaddich
Kavler
I
II
III
IV
V
VI
VII
Mineral de hierro
(derrubios)
Jurásico (calizas)
(pizarras).
(corridas de cuarcitas)
Andesitas con biotite



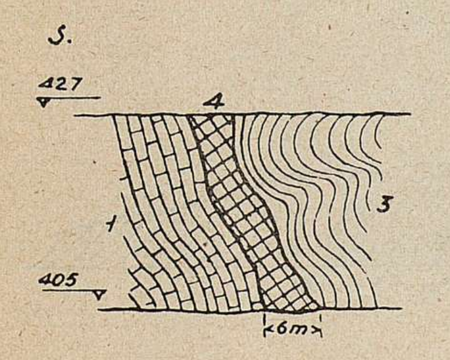
# CORTES LOCALES

*Uixan.—Extremo Norte de la cantera núm.* 10




*Uixan.—Corte por el extremo Oeste de la cantera* 405 *O.*




*Uixan.—Corte hacia el Norte en la cantera* 405 *E.*

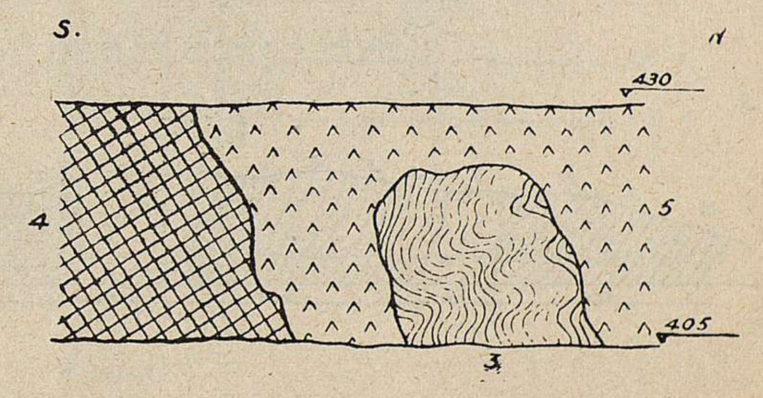
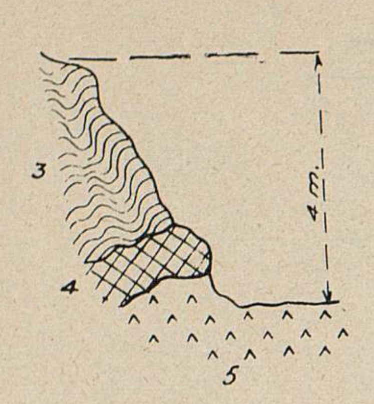


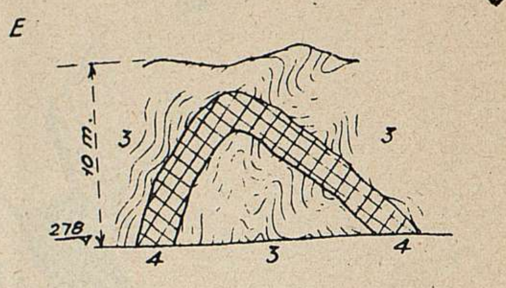

FIGURA 3

# CORTES LOCALES

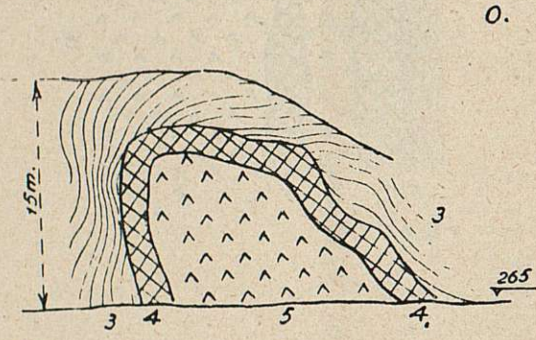
*Axara.—Crestón núm. 3, cantera 365, junto a la cabeza del plano inclinado*



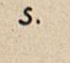

*Axara.—Crestón núm. 1, cantera 278 B.*




*Axara.—Crestón núm. 1, cantera 265*




*Corte por la trinchera del antiguo F. C. en Sidi Busbar*



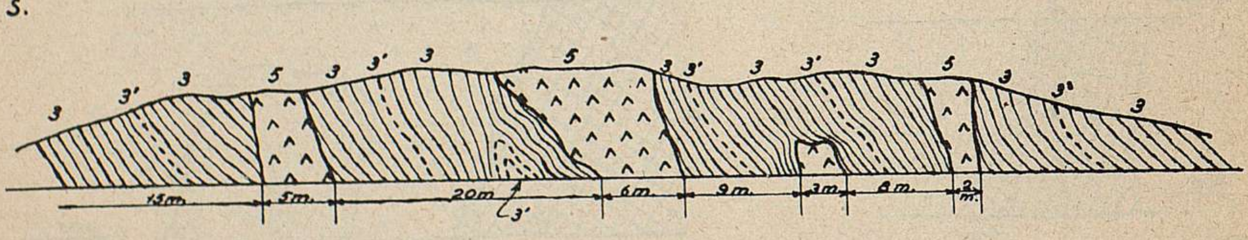
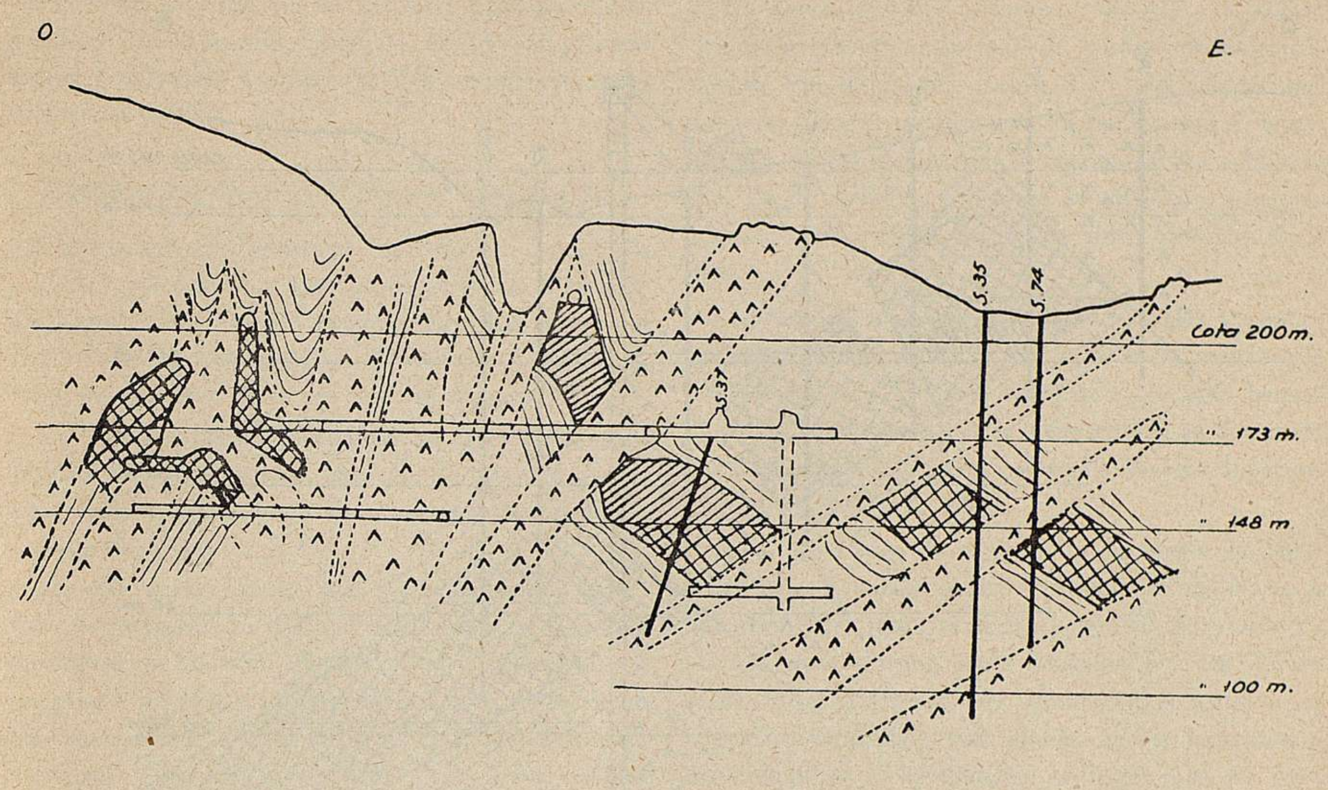




FIGURA 4

# CORTES LOCALES

*Bocoya inferior*




*Iberkanen*

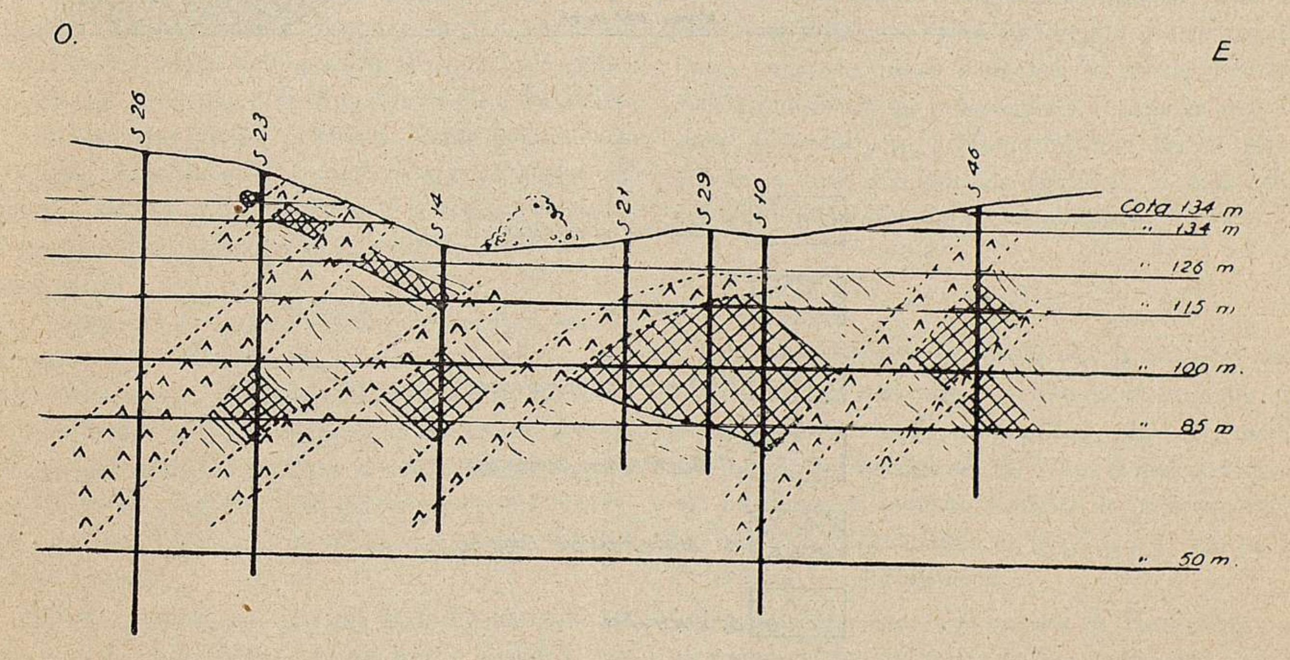



FIGURA 5

# CORTES LOCALES

*Gibraltar*

O. E.
S. 36 S. 70 S. 60 S. 67 S. 71 S. 73 S. 75
Cota 185 m.
" 173 m.
" 133 m.
" 100 m.
" 66 m.
" 33 m
Nivel del mar

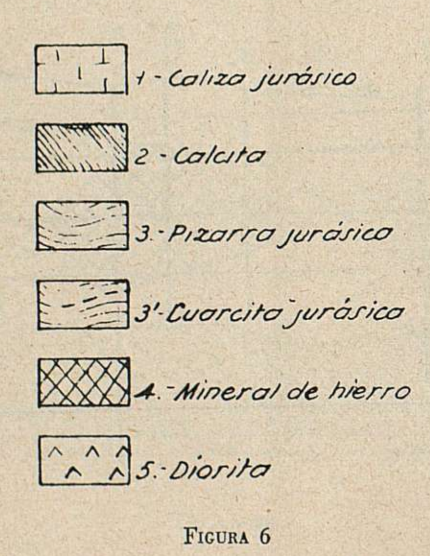



FIGURA 6

ción continúa en profundidad. El mineral es parecido al del Uixan.

En estos crestones se ve mejor el proceso de formación, pues en varios sitios está al descubierto el contacto de las dioritas con las calizas y pizarras, observándose cómo la mineralización ha ido progresivamente decreciendo a medida que se está más lejos del contacto diorítico.

### IBERKANEN, BOCOYA INFERIOR Y SUPERIOR

Forman estos criaderos el conjunto que explota la sociedad «Setolázar». Situados en el orden enunciado de Norte a Sur, forman explotaciones diferentes, aisladas unas de otras, pero en lo referente a su formación hay que considerarlos como el mismo.

Forma su conjunto un paquete de capas de caliza y pizarra interestratificadas que, por lo general, tienen poco espesor, solamente unos centímetros, presentando un aspecto hojoso.

En esta parte, situada más lejos del plutón diorítico, los magmas no llegaron más que bajo la forma de diques de porfiritas dioríticas que se elevaron por las grietas debidas al plegamiento. Estas grietas, como ya hemos dicho, son normales al sentido del empuje y tienen dirección aproximada N.-S., con tendencia al Oeste. Resulta, pues, un encuentro de dos series de planos que tienen dirección N.-S. y buzamiento al Este, los que corresponden al paquete de calizas y pizarras jurásicas y de dirección N.-S. y buzamiento al Oeste los diques dioríticos; como consecuencia de estos encuentros, pasa aquí lo que ya hemos explicado en los otros criaderos: las capitas de caliza han sido substituídas por el mineral de hierro, en este caso pirita.

A pesar de los saltos y fallas producidos por los empujes se establecen relaciones estratigráficas entre estas tres zonas de explotación. En las canteras de estos trabajos, sobre todo en las de Iberkanen, es donde de una manera más clara se explica el proceso de su formación, y puede considerarse como lección práctica que la Naturaleza da de lo que es un criadero metasomático.

Relacionado con este paquete están las antiguas explotaciones de la falda Este de Axara Koddich, que están estratigráficamente debajo del paquete de Iberkanen. Debajo de Bocoya inferior se encuentra la masa de Gibraltar. Esta masa, que no afloraba, fué supuesta por los ingenieros de la Compañía al hacer deducciones y sacar consecuencias sobre la situación de los diques dioríticos respecto a las capas de caliza. Realizada completa campaña de sondeos de reconocimiento fué totalmente localizada y delimitada una masa de mineral piritoso que en los momentos actuales está en los comienzos de su explotación subterránea. En mi opinión, esta masa de «Gibraltar» corresponde en profundidad al paquete calizo de Axara Koddich.

Los minerales de esta zona son piritosos y contienen sílice que proviene de los lechitos de pizarra que hay intercalados. Algunas veces se encuentran bancos de caliza de mayor potencia como el que, en forma de lentejón, se explotó en el centro de Bocoya superior, que estaba exento de sílice.

Todas las masas de mineral tienen forma de lentejones más o menos grandes, orientadas de Norte a Sur. En ellos, tanto el techo como el muro son de pizarra, generalmente están cortados por los diques de porfiritas dioríticas que subdividen al lentejón en varias masas aisladas, que si bien tienen importancia para organizar su explotación, no hacen más que confirmar lo que venimos exponiendo referente a su génesis. Los lentejones deben su forma a dos causas distintas: una, de origen dinámico, es debida a la tendencia que tienen las capas calizas a estrangularse durante el lento pero continuo proceso de su plegamiento, y otra, a la difusión dentro de la capa caliza del poder mineralizador de los magmas.

### LA JARDINA

Esta zona ha sido explotada por la sociedad «Setolázar»; es la más pequeña de todo el conjunto que estamos estudiando. El afloramiento calizo se extiende por la margen derecha del río Jemis y está atravesado por un dique de porfirita diorítica de poca superficie. La formación del criadero es idéntica a lo que se ha dicho para la zona anterior.

Estratigráficamente está encima de Iberkanen, y es un retazo correspondiente a la masa caliza de los montes de Adiaten, situados encima de Bocoya superior.





AFRA-ALICANTINA-ANDALUZA

Son estos criaderos los situados más a Levante y los que geológicamente están más altos dentro de la formación jurásica. Se encuentran también separados de los anteriores por las masas de andesitas que han hecho erupción en época posterior a su formación. La Andaluza queda por el Sur fuera de los límites del plano.

Su formación es análoga a lo que venimos explicando: unas capas de caliza que afloran aproximadamente en dirección N.-S. con buzamiento al Este cortadas por diques de porfiritas dioríticas de la misma dirección, que en profundidad tienden a unirse hacia Poniente con el plutón del Uixan. Estas dos rocas, en sus reacciones, han originado las masas de mineral de hierro, que aquí es algo manganesífero, como les ocurre a todos los que forman la orla exterior, que suponemos los más alejados del magma original y en los que se presenta la barita acompañada de galena que se ha explotado en Afra.

Como ya se ha dicho en el Capítulo de Geología, hay que destacar la uniformidad de direcciones y buzamientos. Siempre, en líneas generales, las capas de caliza y pizarra que componen el conjunto jurásico tienen direcciones comprendidas entre N.-S. y N.-70º-Oeste, con buzamientos de 40º a 70º al E. y N.-E. No se han observado grandes fallas, saltos ni pliegues, lo que ha hecho considerar al conjunto de una manera muy simple como la rama NE. de un anticlinal, en el que se ha desarrollado todo el proceso de formación, cuya explicación se representa de una manera gráfica en los cuatro croquis (figs. 8, 9, 10 y 11) del esquema que se acompaña, en los que se ha representado: I. La posición horizontal de los estratos jurásicos antes de iniciarse el plegamiento. II. Formación del anticlinal. III. Relleno de la bóveda formada por el plutón diorítico y ascensión del magma por las grietas; y IV. Estado actual de los criaderos.

En el Laboratorio de Metalogenia han sido estudiadas por el Ingeniero de Minas D. Ismael Roso de Luna cuatro muestras, cuyo informe se transcribe:

EXAMEN MICROGRÁFICO

Con las cuatro muestras suministradas se han hecho dos secciones pulidas y dos láminas delgadas, para

## ESQUEMA TÉCNICO

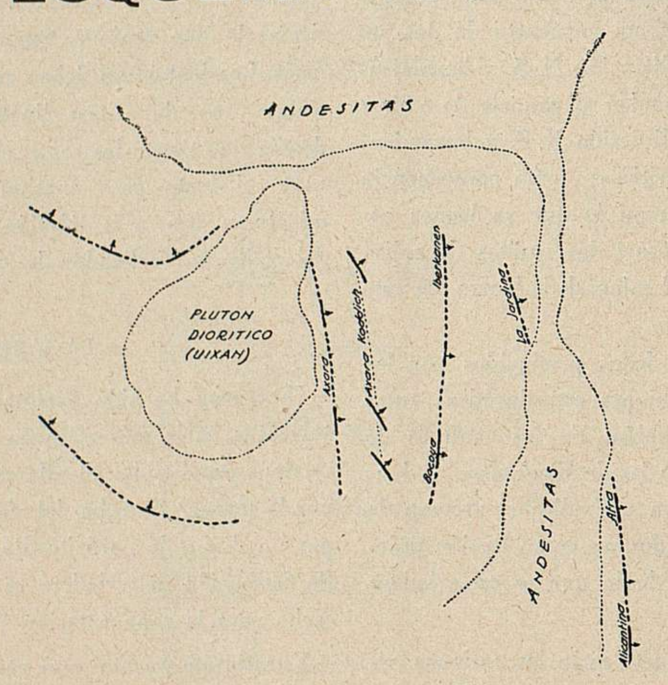



Figura 7

# ESQUEMAS DE FORMACIÓN

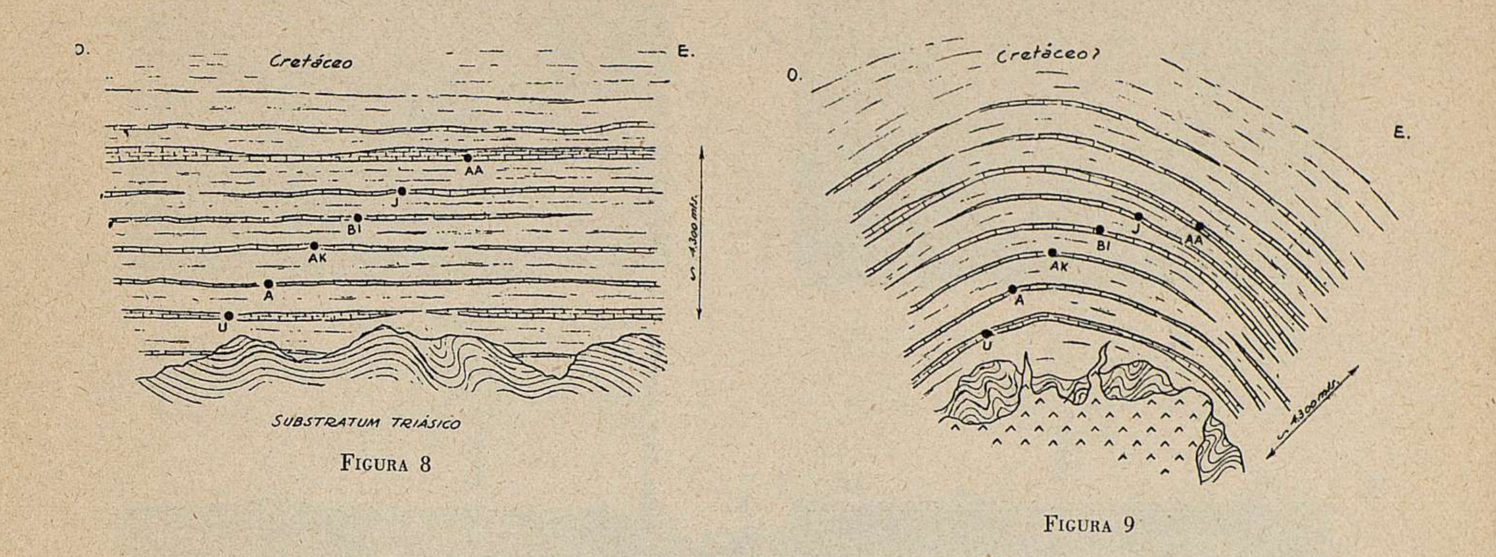



FIGURA 8

FIGURA 9

FIGURA 10

# ESQUEMAS DE FORMACIÓN

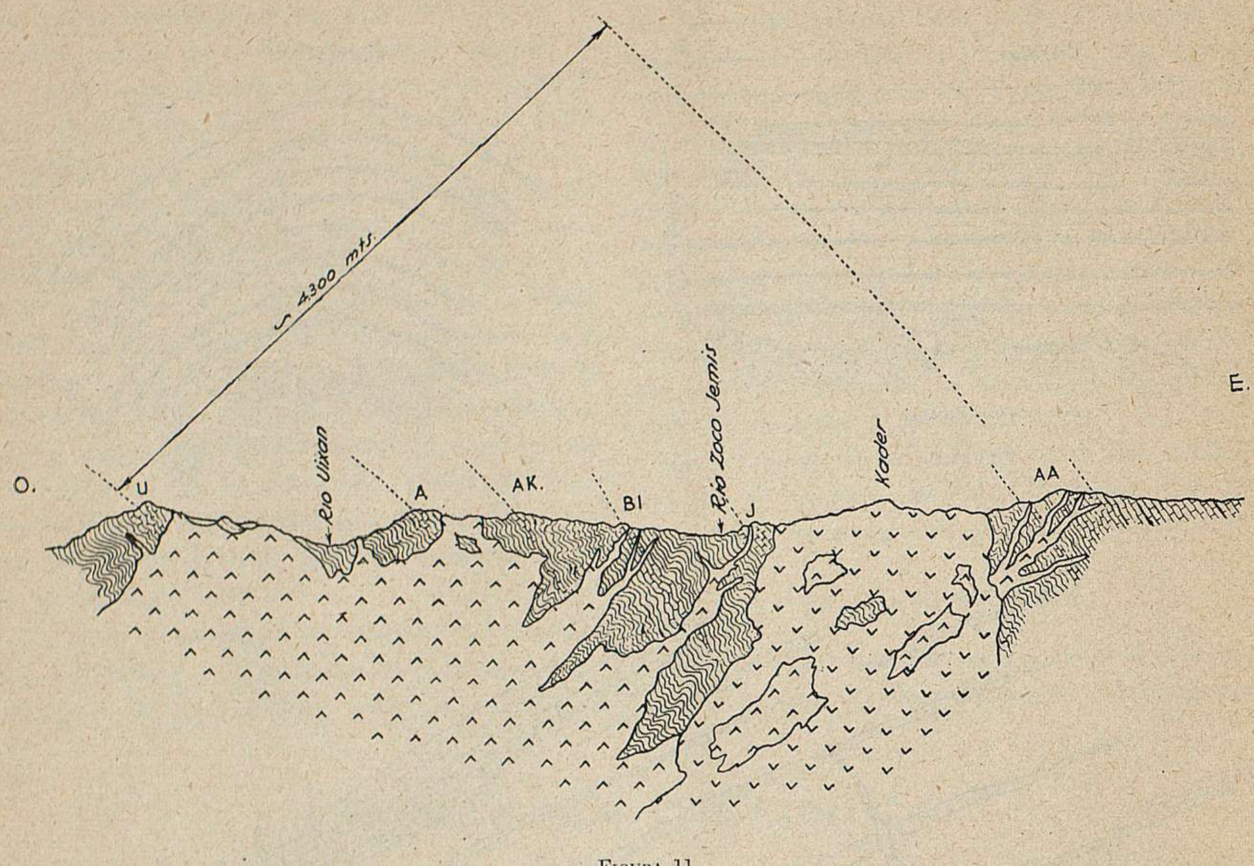



Figura 11

su estudio al microscopio por luz reflejada y por luz transmitida, respectivamente.

La *mena* más ostensible en las muestras examinadas es el hierro, en forma de óxidos, *magnetita* y *hematites*. Se ha observado también *pirita*, relativamente abundante en algunas regiones de las preparaciones.

La roca general encajante es *caliza*, con indudables caracteres de *metamorfismo* (v. fot. 23), el cual, en las muestras estudiadas parece más bien de carácter regional y dinámico. No se observan silicatos típicos de contacto; sin embargo, la ausencia de éstos en las preparaciones pudiera ser debida a que las muestras proviniesen de zona alejada del mismo, es decir, metalogénicamente distante de posible roca ígnea.

El mineral más abundante en las muestras es la *magnetita*. Preséntase ésta substituyendo a la caliza. En diversas preparaciones y a veces en una misma, pueden apreciarse diversas etapas o estadios del proceso de substitución.

Comienza la metalización de magnetita a introducirse a favor de planos de exfoliación, ostensibles al microscopio o simplemente latentes, o también aprovechando las grietecillas originadas por la tectónica local o regional. En los estadios más avanzados, la masa de magnetita va aumentando a expensas de la caliza, adopta contornos irregulares y acaba por reemplazar casi totalmente a la masa rocosa.

La magnetita presenta indicios de «martitización». Su transformación en hematites es parcial o total.

En la microfotografía núm. 19 obsérvase una masa de magnetita martitizada, M, substituyendo a la caliza. La núm. 22, hecha con iluminación por transparencia, muestra cómo la magnetita (parte negra) se va introduciendo por entre los granos de calcita de la roca general encajante (parte clara).








Foto 18.—*Muestra G-439. P-366. Luz reflejada. Nícoles paralelos.* × 150.—*Exposición 22". Placa Valca.—Papel Velox*
*Hematites (parte blanca-H-) producto de oxidación, substituyendo a la caliza metamórfica (R) a lo largo de la grieta*

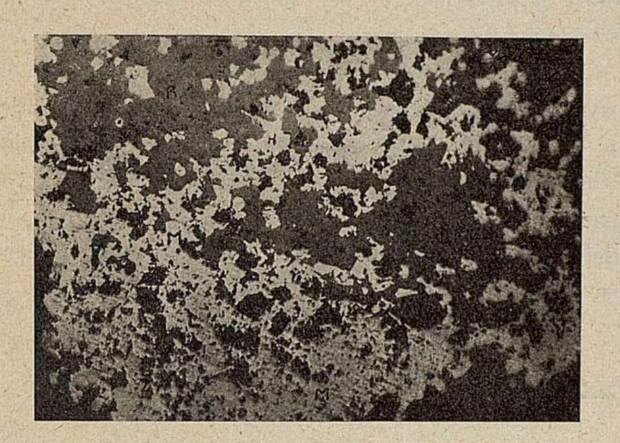


Foto. 19.—*Muestra G-439. P-366. Luz reflejada. Nícoles paralelos.* × 150. *Exposición 20". Placa Valca. Papel Velox*
*Caliza metamórfica (parte oscura-R-) substituída por magnetita-M- y hematires-H-*

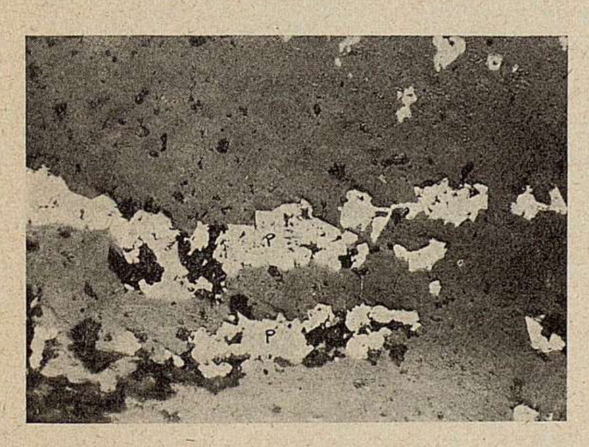



Foto 20.—*Muestra G-439. P-366. Luz reflejada. Nícoles paralelos.* × 150. *Exposición 19". Placa Valca. Papel Velox*
*Vetilla de pirita (parte blanca-P-) substituyendo a la caliza metamórfica a lo largo de un plano de exfoliación*



Foto 21.—*Muestra G-439. P-366. Luz reflejada. Nícoles paralelos.* × 150. *Exposición 17". Placa Valca. Papel Velox*
*Estadio más avanzado de la mineralización piritosa-P-*



Foto 22.—*Muestra G-127 (Roca)-P-121. Iluminación por transparencia. Nícoles paralelos.* × 35. *Filtro «G». Exposición 10". Placa Valca. Papel Velox*
*Magnetita (parte negra) substituyendo a la caliza metamórfica (parte clara)*



Foto 23.—*Muestra G-128 (Roca)-P-122. Iluminación por transparencia. Nícoles cruzados.* × 35. *Filtro «G».Exposición 35". Placa Valca. Papel Velox*
*Aspecto de la roca matriz: caliza metamórfica.*



La *hematites* observada en las muestras puede tener orígenes: primario, por oxidación de la pirita o por oxidación de la magnetita. En la fotografía núm. 18 obsérvase una grietecilla rellena de hematites (H), que, probablemente, deriva de la oxidación de la pirita (compárese con la fot. 20).

Respecto a la *pirita*, cabe decir lo mismo que de la magnetita. Aparece, ora rellenando grietecillas o entre los planos de exfoliación (fot. 20), o bien en masas mayores, resultado de la substitución más intensa de la caliza (fot. 4).

## METALOGENIA

Las muestras estudiadas indican fenómeno de substitución metasomática de una caliza metamórfica por mineralizaciones de magnetita y pirita principalmente, y también de hematites, aunque gran parte de este último mineral proviene de la oxidación de los dos primeros.

Para decidir acerca de si las disoluciones mineralizadoras tuvieron carácter genético pneumatolítico o hidrotermal, habría que estudiar mayor número de muestras, sobre todo convenientemente recogidas en el campo con esas miras.

En las cuatro muestras examinadas no aparecen paragenesis pneumatolíticas, pero, por lo antes indicado, ello no quiere decir que no pudieran existir en otra región del criadero. Las muestras vistas son decididamente del período genético hidrotermal, engendradas por disoluciones mineralizadoras emanadas de un centro rocoso ígneo, aflorante y oculto, que encontraron a su paso roca caliza como elemento pasivo, y la metasomatización, depositando en ella la mena de hierro.

## *CONCLUSIONES*

1.ª El mineral está siempre en contacto con diorita o porfirita diorítica.

2.ª Los lentejones de mineral tienen por techo y muro la pizarra, a no ser que la diorita se haya incrustado entre la pizarra y la caliza.

3.ª Las zonas que se consideran más interesantes para hacer nuevos reconocimientos son: *a*), en la ladera Noreste del Uixan a Poniente de las actuales explotaciones; *b*), reconocimiento en profundidad del paquete calizo que aflora en las cumbres de Axara Koddich y continúa hasta Bocoya inferior; *c*), en las capas profundas del manchón calizo de Adiaten.

---

*A este trabajo no se formulan observaciones, y, con la venia de la Presidencia, don Manuel Aybar, expone el siguiente núm. 162.*





# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 162. - Beneficio de los minerales de hierro del devoniano asturiano en el Horno Alto

Autor: D. MANUEL AYBAR GÁLLEGO
Ingeniero de Minas

### PORVENIR DE LA MINERÍA DEL HIERRO ASTURIANA

Se estima que, para un ritmo de arranque de un millón de toneladas/año, de mineral de hierro, los criaderos de Bilbao deben agotarse a principios del siglo próximo. Si se agrega a esto la escasa reserva actual de «rubios», el empeoramiento paulatino de su calidad y que el precio de la tonelada de carbonato va en continuo y rápido ascenso, es lógico pensar en la intensificación de la explotación en un futuro próximo de los inmensos criaderos de hierro asturianos, en los que el precio de coste de la tonelada arrancada es bajo, y su cercanía a las cuencas carboníferas hace prever la intensificación de su explotación y beneficio, cercano a las minas de hierro.

### CARACTERÍSTICAS DE LOS CRIADEROS ASTURIANOS

Si bien hay tonelajes muy importantes de minerales ferríferos en terrenos distintos del devoniano, su mayor dispersión y menor riqueza los hace, por el momento, inaprovechables para la gran siderurgia. Los minerales devonianos se presentan en el tramo inferior del devoniano, formando capas de características muy variables, en cuanto a espesor, constitución mineralógica y cohesión. Predominan las areniscas, las cuales van desde las verdaderas cuarcitas, ligeramente teñidas de óxido férrico, hasta las formaciones oolíticas, en las que la sílice llega a bajar del 12 %.

Las capas de mineral son muy variables, en cuanto a su riqueza, y varían, tanto de techo a muro, como en toda su corrida.

### CARACTERÍSTICAS DE ESTOS MINERALES

De todos ellos, y dentro de los actualmente explotados, pueden tomarse como tipos característicos los tres siguientes:

Minerales de Llumeres capa 4.ª
» » » 1.ª
» Quirós

Los primeros son los más ricos del conjunto, los se-





gundos se caracterizan por contener siderosa y los terceros, por su mayor pobreza.

La composición química media es en %:

| Cuerpo | Llumeres Capa 4 | Llumeres Capa 1 | Quirós |
|---|---|---|---|
| Ganga | 16,50 | 20,75 | 26,25 |
| $SiO_2$ | 14,60 | 19,05 | 24,50 |
| Fe total | 51,20 | 39,93 | 44,26 |
| $Fe''$ | 3,15 | 17,99 | 4,50 |
| $Fe'''$ | 48,05 | 21,94 | 39,76 |
| Mn | 0,17 | 0,68 | 0,39 |
| CaO | 1,90 | 1,09 | 2,00 |
| MgO | 0,43 | 1,01 | 0,36 |
| $Al_2O_3$ | 4,28 | 7,02 | 4,42 |
| P | 0,64 | 0,49 | 0,76 |
| S | 0,02 | 0,14 | 0,216 |
| $CO_2$ | 0,20 | 12,52 | 1,36 |
| $H_2O$ comb. | 1,80 | 1,98 | 2,06 |
| P. Calcin. c. c. | 2,17 | 14,98 | 3,75 |
| Humedad | 1,20 | 0,54 | 1,30 |

De su estudio microscópico, en microscopio petrográfico, completado con los análisis químicos, se deduce que es un mineral complejo en el que los elementos predominantes son oligisto, siderosa, cuarzo, silicatos de alúmina, cal y magnesia, y limonita. Para el Llumeres rico, se tiene la siguiente composición media:

| Especie mineralógica | % |
|---|---|
| Oligisto | 58,05 |
| Limonita | 10,65 |
| Silicatos de alúmina | 9,55 |
| Silicatos de hierro | 6,75 |
| Cuarzo | 4,76 |
| Fosfato tricálcico | 3,20 |
| Silicatos de cal y magnesia | 2,83 |
| Siderosa | 0,53 |
| Pirolusita | 0,27 |
| Pirita | 0,06 |

Un elemento interesantísimo advertido en el Llumeres en la capa 1, lo constituye la siderosa en proporción media de 33 % y que llega hasta el 37 %.

Otro elemento característico de estos minerales lo constituye el fósforo, la relación P/Fe es muy variable, y son las medias más características:

| | |
|---|---|
| Llumeres capa 1 | 0,0123 |
| » » 2 | 0,0315 |
| » » 4 | 0,0125 |
| Quirós | 0,0173 |

Como la relación necesaria para Thomas es de 0,022, se ve la posibilidad del empleo de algunos de los minerales con el citado sistema.

El oligisto, que es el principal componente de estos minerales, se presenta en forma terrosa rodeando a núcleos de cuarzo, que, a su vez, engloban a otra variedad de oligisto especular, y que salpican todo el mineral.

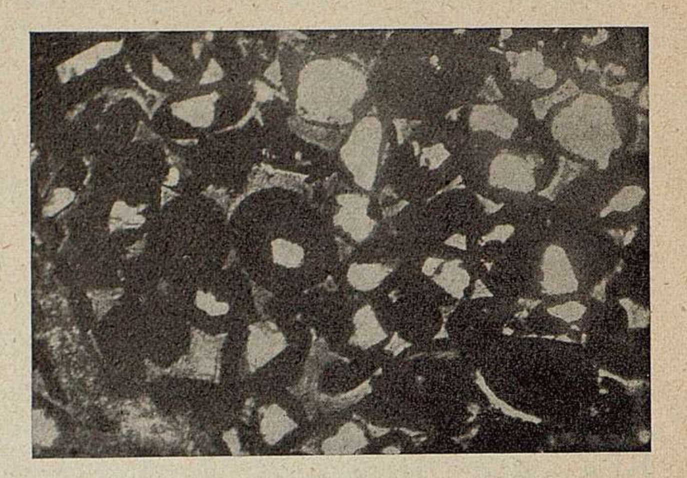


Fig. 1

Su constitución es de una arenisca ferruginosa, en unas capas, y, en otras, adopta estructura netamente oolítica, de oolitos elipsoidales ligeramente aplastados; sus dimensnones varían de 0,25 a 1 m/m. El Llumeres C-4 presenta en su fractura reciente un gris brillante de oligisto especular de sus oolitos. Estos se desprenden fácilmente de su cemento, si se ataca al mineral con ClH diluído.

El cemento aglomerante de los granos y oolitos está formado por silicatos de alúmina similares a los de las pizarras de los hastiales, cuya composición química es:

| | |
|---|---|
| $SiO_2$ | 49 % |
| $Al_2O_3$ | 23 » |
| Fe O | 12,64 » |
| CaO + MgO | 1,06 » |
| $SO_3$ | 1,64 » |
| Mn O | 0,20 » |
| $P_2O_5$ | 0,40 » |

en la que la sílice está formando silicatos de alúmina y de hierro en un 37 % y está libre en el 12 % restante.

En los minerales de la Capa 1, el elemento ligante lo constituye, en su mayoría, la siderosa, la cual ataca al cuarzo y llega a substituirlo.

A la intemperie se va meteorizando lentamente, produciéndose un desmenuzamiento gradual, en el que se nota su marcada tendencia a la rotura en lajas, siguiendo los planos de sedimentación.

Todos estos minerales son extraordinariamente com-

pactos; su porosidad raramente pasa del 2 %; su densidad varía de 3,8 a 4,25.

## ANTECEDENTES SOBRE EL BENEFICIO DE ESTOS MINERALES

Desde la segunda mitad del siglo pasado, que es cuando se empezaron a beneficiar estos minerales en los hornos altos, se ha ido señalando una marcada dificultad en su beneficio, que hizo que en la composición de la carga se empleasen porcentajes mínimos de aquellos minerales.

Esto hizo que los primeros hornos altos emplazados en las cercanías de los criaderos tuviesen que alimentarse con minerales extraños, por lo que, al fallar la causa económica que señaló su ubicación, tuvieron rápidamente que pararse; ejemplos clásicos, los hornos de Quirós y de Trubia.

En la actualidad, las fábricas siderúrgicas asturianas raramente los emplean más allá del 40 % de sus mezclados, y, si rebasan esas cifras, saben perfectamente que la producción de los hornos altos peligra o decae y que los consumos de coque se hacen insostenibles.

Con el aprovechamiento de los criaderos bilbaínos, el empeoramiento de las características de sus minerales y las dificultades de abastecimiento de calidades adecuadas, se ha ido sintiendo la necesidad de ir incrementando su consumo, por lo que aquéllos han sido objeto de muchos estudios y ensayos.

Para unos, la dificultad de su tratamiento estribaba en su baja fusibilidad que origanaba fácilmente silicatos de hierro. Pero hay que desechar esta teoría, porque el punto de fusión 1.350° C es más alto que el de otros minerales, y la excesiva basicidad de la escoria primaria producida en los almacenes hacen imposible su reacción.

Otros han creído ver la solución en que este mineral exigía un perfil especial y llegaron, en su fantasía, a calcular al m/m. sus dimensiones y al segundo las inclinaciones de las paredes del horno. Esto cae por su base, a la vista de los muchos experimentos modernos, en los que se ha deducido que hornos bien trazados han trabajado en magníficas condiciones con los minerales de más opuesta constitución. Igualmente se opone a esa hipótesis la gran modificación que todo horno alto experimenta rápidamente en su perfil, sin variación apreciable en las condiciones de marcha.

A mi entender, la única dificultad del tratamiento de esos minerales en el horno alto deriva de su baja reductibilidad.

## REDUCTUBILIDAD DE ESTOS MINERALES

Para su estudio utilizamos, principalmente, el mineral Llumeres, por lo que nos referiremos en lo que sigue a este mineral, exclusivamente.

Por las extensas investigaciones llevadas a cabo por el «Bureau of Mines», de Estados Unidos, sobre la reductibilidad de distintos minerales, pudimos orientarnos fácilmente acerca del camino que hay que seguir para su estudio, y acerca del orden de magnitud de la reductibilidad de estos minerales, que deberíamos esperar. Igualmente nos han sido muy útiles los trabajos de Stöcker sobre la reductibilidad de los oligistos de la cuenca del Sieg (Alemania). La experimentación propia la hemos realizado utilizando un pequeño horno eléctrico de laboratorio, en el que hacíamos pasar una corriente de CO de 99 %. Para los trozos grandes el procedimiento empleado ha sido utilizar el propio horno alto como elemento reductor y calefactor. A dicho fin aprovechamos una caja de refrigeración del vientre a la cual le faltaba el fondo. En ella colocamos entre piezas refractarias trozos de mineral de diferentes tamaños, y se los dejaba reducir durante cuatro horas (tiempo entre sangrías).

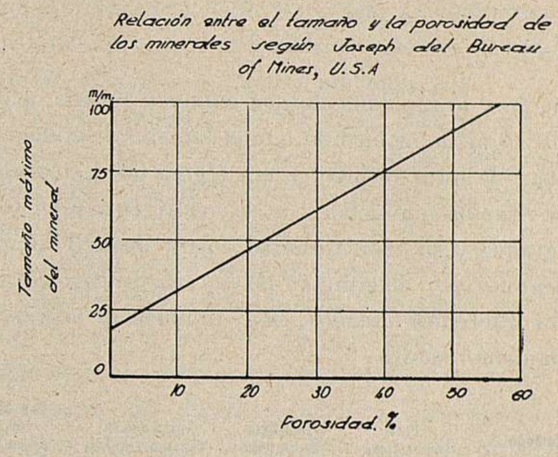
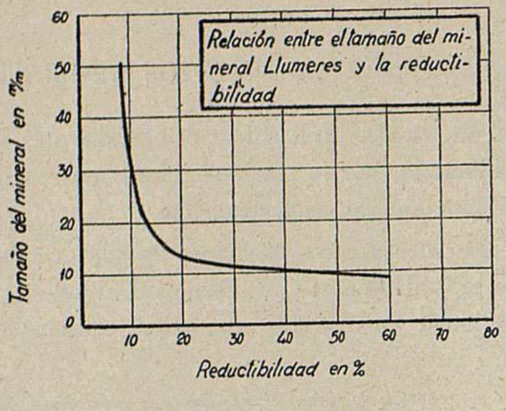
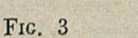



Fig. 2

Con todos los datos reunidos hemos podido trazar

una curva de reductibilidad del mineral de Llumeres, en función del tamaño de troceado. Su forma es semejante a la de una hipérbola. Destacan la baja reductibilidad que presentan los granos mayores de





FIG. 3

20 m/m. y lo rápidamente que aumenta aquélla, a partir de 15 m/m., a medida que el tamaño disminuye. A la vista de estos resultados era lógico que pensásemos en la relación que debería existir entre la superficie de los granos y su reductibilidad; para deducir la cual, empezamos por determinar las características métricas de los diferentes tamaños, cuyo resumen se expresa en el siguiente cuadro:

| Tamaño m/m | Peso de un trozo g. | Superficie de un trozo g. | Trozos que entraron en un Kg. N.° | Superficie total de un Kg. de trozos Cm² |
|---|---|---|---|---|
| 1 - 2 | 0,0056 | 17 | 180.000 | 30.500 |
| 2 - 3 | 0,21 | 34 | 47.600 | 16.200 |
| 3 - 4 | 0,05 | 78 | 20.000 | 15.600 |
| 4 - 5 | 0,15 | 118 | 6.670 | 7.850 |
| 5 - 6 | 0,24 | 146 | 4.170 | 6.100 |
| 6 - 7 | 0,38 | 252 | 4.530 | 6.400 |
| 7 - 8 | 0,55 | 364 | 1.820 | 6.600 |
| 8 - 9 | 0,76 | 392 | 1.320 | 5.150 |
| 9 - 10 | 1,08 | 544 | 925 | 5.030 |
| 10 - 15 | 2,6 | 800 | 385 | 3.070 |
| 15 - 20 | 5,6 | 1.440 | 179 | 2.580 |
| 20 - 25 | 11,7 | 2.390 | 86 | 2.100 |
| 25 - 55 | 59,5 | 9.600 | 16,8 | 1.610 |
| 55 - 100 | 165 | 21.500 | 6,1 | 1.350 |
| 100 - 150 | 535 | 67.000 | 1,87 | 1.245 |

Con estos valores construí una curva que relaciona la superficie de 1 Kg. de trozos de mineral con el tamaño de cada trozo. Como se ve tiene también forma hiperbólica. Varía, igualmente, muy poco la superficie de los trozos en los tamaños grandes, y muy rápidamente en los tamaños menores de 15 m/m.

Superponiendo ambas curvas, obtenemos notable coincidencia de ambas. Sirve la misma escala de ordenadas para expresar, a la vez, la superficie en dm² y la reductibilidad en %. Esto nos confirma que es cierta

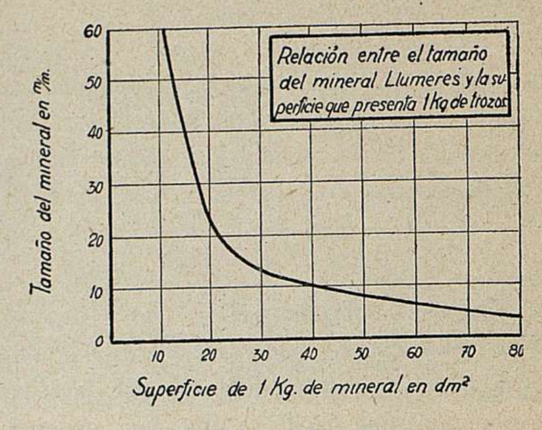



FIG. 4

la hipótesis expuesta sobre las características de reducción de estos minerales.

El mecanismo de la reducción se deduce de la abundancia de los depósitos de carbono de desdoblamiento que se observan en los ensayos de reducción. La re-

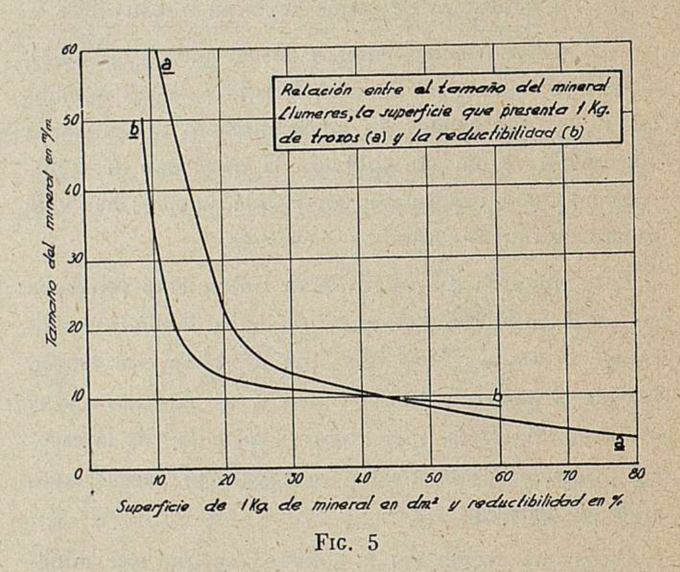



FIG. 5

ducción indirecta se realiza por difusión del CO, a través de la zona periférica del mineral, según la clásica fórmula:

$$CO + FeO \rightarrow Fe + CO_2 + 3 \text{ cal.}$$

Pero también se verifica otra reacción partiendo del carbono de desdoblamiento

$$2\,CO \rightarrow C + CO_2 + 39 \text{ cal.}$$

el cual reduce al mineral según la ecuación,

$$C + 2\,FeO \rightarrow 2\,Fe + CO_2 - 33 \text{ cal.}$$

En conjunto todo se desarrolla como si se verificase la reacción,

$$CO + FEO \rightarrow Fe + CO_2 + 3 \text{ cal.}$$

Este último modo de reducción es, según las últimas investigaciones, el predominante con los aglomerados de superficie vítrea y con los minerales de baja reductibilidad.

## TAMAÑOS ÓPTIMOS DEL MINERAL

Al objeto de acercarnos lo más posible al máximo de reductibilidad, deberíamos triturar el mineral al tamaño mínimo, pero el forzar la trituración lleva consigo un grave inconveniente; la producción de finos crece rapidísimamente, y con ella, la presión del viento soplado y la dificultad de emplear en él temperaturas elevadas. Por tanto, esto nos limita el grado de trituración.

La determinación del tamaño óptimo a que debe triturarse el mineral, sólo puede efectuarse por ensayos metódicos en el horno alto, en los que han de tenerse en cuenta los porcentajes resultantes en cada tamaño, muy especialmente, de los finos, ya que éstos es preciso eliminarlos de la carga, si se quiere conservar buena permeabilidad, y, por tanto, uniformización de la corriente ascendente de los gases reductores, única forma de conseguir un alto porcentaje de reducción indirecta con marcha regular y eficiente.

Para centrar el problema, diremos que convendrá empezar por tratar el mineral comprendido en 5 y 30 milímetros y aglomerar el fino menor de 5 m/m. A la vista de estos resultados deduciremos si nos conviene forzar la trituración a un tamaño menor, por ejemplo, de 25 m/m., tratar directamente los finos hasta 5 m/m., o modificar en un sentido u otro esta cifra mínima y observar si la economía obtenida en el H. A. compensa los mayores gastos de aglomeración.

## CLASIFICACIÓN ACONSEJABLE

Una vez deducido el tamaño mínimo que se ha de tratar directamente en el horno alto sin aglomerar, deben completarse las pruebas con otras en las que la carga del horno se efectúe con tamaños diferentes.

Experimentalmente hemos deducido para el Llumeres los siguientes resultados:

Una Tn. de todo uno ocupa un volumen de 363 litros y presenta un volumen de huecos del 31 % del total. Su clasificación por cribas de 10, 20, 30 y 50 milímetros $\phi$ nos dió los siguientes porcentajes:

| Tamaño en m/m. | 0-10 | 10-20 | 20-30 | 30-50 | 50 | Todo uno |
|---|---|---|---|---|---|---|
| % ... ... ... ... ... | 28,9 | 4,1 | 15,1 | 35 | 16,9 | 100 |
| Densidad aparente ... | 2,47 | 2,07 | 2,15 | 2,12 | 2,11 | 2,77 |
| Voumen huecos %. | 38 | 48,4 | 46 | 47 | 47,3 | 31 |

Si se colocan estas clases, unas sobre otras, sin mezclarse, el volumen ocupado pasa a 470 litros, es decir, aumenta en 107 litros que representa el 10,7 % del volumen del todo uno, y pasa el volumen de huecos desde 31 hasta 47,6 %, o sea, un incremento de 16,6 unidades, que representa un aumento del 53,5 % sobre el volumen de huecos del todo uno.

Si ahora aglomeramos los finos 0-10 m/m., y los reincorporamos a la carga, el volumen que ocupa 1 Tm. pasa a ser de 506 litros, lo que supone un aumento de 143 litros, o sea, el 39,4 %.

El volumen de huecos pasa igualmente a 50,5 %, con aumento de 19,5 unidades, que representa un incremento de 63 % sobre el de todo uno.

Esto quiere decir que, por el hecho de cargar separadamente los distintos tamaños, aumentamos extraordinariamente la sección libre para la circulación de los gases, por tanto, disminuímos su velocidad y, como consecuencia, aumentamos la duración de los tiempos de reacción y de intercambio térmico entre gases ascendentes y minerales descendentes, contribuyendo igualmente a incrementar la cuantía de la reducción indirecta.

Como consecuencia, será aconsejable cargar el mineral por lechos separados de distinto tamaño, limitando el número de clasificaciones a los imprescindiblemente necesarios para lograr suficiente incremento de la permeabilidad. En principio, lo fijamos en dos clases, además del aglomerado de los finos 0-5 m/m. Aquellos deberían ser 5 a 12 m/m. y 12 a 30 m/m.

## RESULTADOS OBTENIDOS HASTA LA FECHA

Dada la dificultad y elevado coste de estas pruebas, su desarrollo no ha ido al ritmo que mi fe ciega





en el procedimiento hubiera querido imprimir. La trituración hasta el tamaño reducido de 30 m/m. aconseja la adopción de 2 grados de trituración; primario, con machacadora de mandíbulas o rodillos, y secundario, con cono Symons. Como en la actualidad sólo disponemos de una machacadora de mandíbulas situada a bocamina, en Llumeres, no podemos esperar que los datos recogidos puedan servir, sin ciertas limitaciones, al proyecto definitivo de una preparación adecuada a estos minerales. Analizaremos, por tanto, detalladamente, los resultados del tratamiento de Llumeres todo uno y del Llumeres, triturado tal como llegaba.

En ambas marchas hemos empleado el mismo mezclado:

| | |
|---|---|
| Llumeres ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 70 % |
| Rif ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 10 » |
| Rubios ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 14 » |
| Adición Mn ... ... ... ... ... ... ... | 6 » |

Las características del coque empleado han sido las mismas:

16 % de cenizas
1,1 % de M. V. (0,82 % de C.)
82,9 % de carbono fijo

Los consumos de primeras materias por Tm. de arrabio fueron:

| Primera materia | Llumeres todo uno | Llumeres triturado |
|---|---|---|
| Minerales ... ... ... ... ... ... | 1.700 | 1.700 |
| Castina ... ... ... ... ... ... | 520 | 490 |
| Coque ... ... ... ... ... ... | 1.396 | 1.104 |

En ambas marchas la composición del arrabio ha sido aproximadamente igual,

2,25 % Si, 1 % Mn, 0,05 % S y 4 % C

El arrastre de polvo con los gases no ha variado apenas, por la menor marcha admitida por el horno con mineral todo uno. Por tonelada de arrabio producido, el carbono contenido en el polvo ha sido de 13,2 Kg. y 11,5 Kg., respectivamente.

El balance del carbono ha sido:

| CONCEPTO | Llumeres todo uno | Llumeres triturado |
|---|---|---|
| Coque cargado Kg./Tm. ... | 1.396 | 1.104 |
| C. total Kg./Tm. ... ... ... ... | 1.163 | 923 |
| C. quemado en toberas Kg./Tm ... ... ... ... ... ... | 915 | 770 |
| C. quemado en toberas % del C. cargado ... ... ... | 78,5 | 83,5 |
| C. de la castina Kg./Tm. | 63,9 | 59 |
| C. de los minerales ... ... | 1,44 | 1,44 |

Los análisis de los gases fueron:

| GAS | Llumeres todo uno | Llumeres triturado |
|---|---|---|
| $CO_2$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 5,6 | 7,5 |
| CO ... ... ... ... ... ... ... ... | 33,5 | 31,2 |
| $H_2$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 1,65 | 1,7 |
| $CH_4$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,6 | 0,5 |
| $N_2$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 58,65 | 59,1 |
| $CO_2/CO \times H_4$ ... ... ... | 39,7 | 39,2 |
| $CO_2/CO$ (en volumen) ... ... | 0,167 | 0,24 |
| $CO_2/CO$ (en peso) ... ... ... | 0,262 | 0,377 |

Con estos datos se calcula que la proporción de la reducción directa a la total fué de 65,7 % para el Llumeres bruto, y 46,3 % para el triturado.

Es decir, que se obtuvo un aumento de reducción indirecta de 19,4 %, con lo que se logró una economía de coque de 292 Kg./Tm., que supone economía de 15 Kg. por cada 1 % de reducción indirecta incrementada.

El tiempo de permanencia de las cargas en el horno bajó de 16 h. 6 m., a 12 h. 14 m.; es decir, quedó reducido al 76 %.

El tiempo de permanencia en la cuba, o sea, la duración de la reducción indirecta, bajó de 13 horas a 8 h. 32 m.

La producción de 200 Tn./día pasó a 307 Tn./día, con un incremento de 58,5 %.

Como se ve, los resultados no pueden ser más halagüeños, pese a haber forzado muy poco la trituración.

El grado de trituración, y, por tanto, la reductibilidad del mineral, lo valoramos por la superficie que presenta una tonelada de aquél. Suponiendo, a este efecto, que la superficie de los granos menores de 5 m/m. corresponden a la de este tamaño, dada la escasa variación de la reductibilidad en estos tamaños inferiores.

La granulometría, superficie total que presenta 100 Kg. y reductibilidad teórica del Llumeres cargado en ambas pruebas, fué:

*Llumeres todo uno:*

| TAMAÑOS m/m. | Peso en % (1) | Superficie de 100 kg/m² (2) | Reductibilidad teórica del Co % (3) | Producto (1) x (2) | Producto (1) x (3) |
|---|---|---|---|---|---|
| 0-10 ... ... ... | 25,8 | 70 | 81,2 | 1.810 | 2.090 |
| 10-20 ... ... ... | 11,1 | 28,3 | 16,1 | 314 | 179 |
| 20-30 ... ... ... | 15,3 | 19,1 | 11,8 | 282 | 182 |
| 30-55 ... ... ... | 28,2 | 14,92 | 9,2 | 259 | 259 |
| 55 ... ... ... | 19,6 | 9,6 | 6,7 | 188 | 139 |
| Conjunto ... ... | 100 | 28,53 | 28,49 | 2.853 | 2.849 |





Para *el Llumeres triturado* se obtiene:

| TAMAÑOS m/m. | Peso en % (1) | Superficie de 100 kg/m² (2) | Reductibilidad teórica del Co % (3) | Producto (1) x (2) | Producto (1) x (3) |
|---|---|---|---|---|---|
| 0-10 ... ... ... | 32,9 | 70 | 81,2 | 2.300 | 2.660 |
| 10-20 ... ... ... | 16,6 | 28,3 | 16,1 | 472 | 267 |
| 20-30 ... ... ... | 19,2 | 19,1 | 11,8 | 366 | 226 |
| 30-55 ... ... ... | 21,5 | 14,92 | 9,2 | 321 | 197 |
| 55 ... ... ... | 9,8 | 10,37 | 7,2 | 101 | 71 |
| Conjunto ... ... | 100 | 35,6 | 34,2 | 3.560 | 3.421 |

Como se ve, la superficie aumentó en 7 m², que representa el 25 %, mientras que la reductibilidad lo hizo en 5,7 %, o sea, en un 20 %.

Resultados concordantes con los obtenidos en ambas marchas en el horno alto.

## AGLOMERACIÓN DE LOS FINOS RESULTANTES EN LA TRITURACIÓN

Al objeto de reunir las ventajas derivadas de la trituración, de la clasificación por tamaños y de la eliminación de finos, se precisa aglomerar los finos resultantes. Hemos utilizado una planta-piloto instalada en La Felguera, con capacidad de 60 Tm./día.

Las características de esta instalación se han publicado en el núm. 6 de la *Revista del Instituto del Hierro y del Acero* (pág. 44-51). Igualmente se han descrito las primeras materias empleadas y resultados obtenidos. Por ello, nos limitaremos a dar los análisis medios de los aglomerados obtenidos con minerales Llumeres y Quirós:

| CUERPO | Llumeres | Quirós |
|---|---|---|
| $SiO_2$ ... ... ... ... ... | 16,21 | 25,3 |
| Fe total ... ... ... ... | 49,64 | 45,7 |
| Mn ... ... ... ... ... ... | 0,19 | 0,40 |
| CaO ... ... ... ... ... | 3,28 | 3,26 |
| MgO ... ... ... ... ... | 0,31 | 0,39 |
| $Al_2O_3$ ... ... ... ... ... | 8,27 | 7,64 |
| P ... ... ... ... ... ... | 0,59 | 0,77 |
| S ... ... ... ... ... ... | 0,07 | 0,09 |
| Fe′ ... ... ... ... ... | 8,14 | 14,3 |
| Fe‴ ... ... ... ... ... | 41,5 | 31,4 |

El aglomerado mayor de 10 m/m. ha sido para el Llumeres del 78,3 %. Resultado magnífico para una instalación de ensayo. Sus características son excelentes; la reductibilidad, semejante a la de los finos menores de 10 m/m. y la resistencia, a la caída bastante buena. La prueba a la caída en aparato Shattter da 77 % de tamaños $> 50$ m/m. y 13 % $< 10$ m/m.

Contra lo que podría esperarse, la determinación petrográfica de la fayalita ha dado resultados negativos.

## EMPLEO DEL AGLOMERADO EN LOS HORNOS ALTOS

El aglomerado de estos minerales tiene varias ventajas sobre el mineral bruto.

En primer lugar destaca su elevada reductibilidad, que, para igualarla con el mineral triturado, sería preciso llevarlo todo al tamaño 0-10 m/m.; tamaño con el cual sería imposible la marcha en el horno alto.

Otro factor importantísimo lo constituye su gran porosidad, que hace que su densidad aparente sea de 1,67; es decir, el 60 % del mineral todo uno.

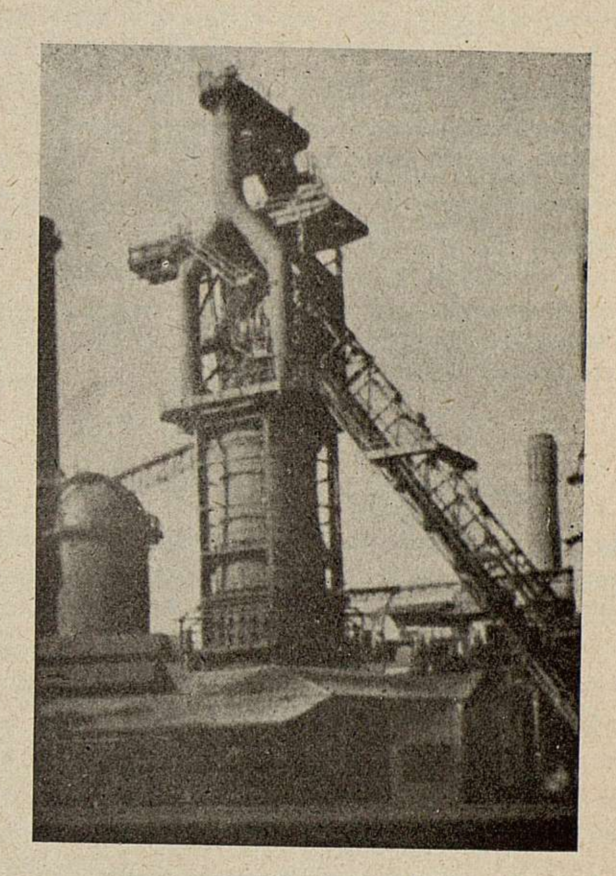


Fig. 6

Con el lecho teórico óptimo formado por 27 % de finos 0-5 m/m. aglomerados y 73 % de granos 5-30 m/m. cargados en los tamaños 5-12 y 12-30 m/m, se obtienen las siguientes cifras:





| Tipo de carga | Volumen ocupado por una Tm. de cargue en lt.° | Volumen de la carga relativo | Volumen de huecos en litros | Volumen de huecos relativo |
|---|---|---|---|---|
| Mineral bruto ... ... ... ... ... | 362 | 100 | 122 | 100 |
| Mineral clasificado con finos ... | 460 | 128 | 220 | 180 |
| Lecho preparado con aglom. ... | 507 | 141 | 267 | 220 |

Valores justitificativos de su excelente permeabilidad.

Las pruebas con aglomerado de Llumeres se han venido realizando desde 1946. Los resultados obtenidos han sido excelentes, a pesar de no haberse podido hacer las pruebas en las condiciones técnicas aconsejables.

Los hornos empleados han sido los números 1 y 2, cuyas características principales son:

| Características | H. A. 1 | H. A. 2 |
|---|---|---|
| Diámetro del crisol, mm. ... ... | 3.100 | 4.800 |
| Diámetro del vientre, mm. ... ... | 4.700 | 6.200 |
| Diámetro del tragante, mm. ... ... | 3.400 | 4.300 |
| Altura del crisol, mm. ... ... ... ... | 1.520 | 2.508 |
| Altura de los etalajes, mm. ... ... | 3.468 | 3.572 |
| Altura del vientre, mm. ... ... ... | 1.292 | 1.748 |
| Altura de la cuba, mm. ... ... ... | 10.482 | 13.980 |
| Altura total útil, mm. ... ... ... | 16.068 | 21.808 |
| Volumen útil del horno, m³ ... ... | 208 | 438 |

Las cargas empleadas en el horno alto núm. 1 antes de la prueba y durante la prueba fueron:

| Clase de mineral | % antes | % aglomerado |
|---|---|---|
| Llumeres corrientes ... ... ... ... | 60 | 30 |
| Llumeres aglomerado ... ... ... | 0 | 30 |
| Rif ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 20 | 20 |
| Andaluza ... ... ... ... ... ... ... | 8 | 8 |
| Rubios San Luis ... ... ... ... | 8 | 8 |
| Adición de Mn ... ... ... ... | 4 | 3 |
| TOTALES ... ... ... | 100 | 100 |

Los lechos empleados fueron, por carga:

| | | |
|---|---|---|
| Minerales ... ... ... | 2.650 Kgs. ... ... | 2.900 Kgs. |
| Caliza ... ... ... ... | 825 » ... ... | 900 » |
| Chatarra ... ... ... | 100 » ... ... | 100 » |

Las otras características de prueba fueron:

| Concepto | En marcha anterior | Con aglomerado |
|---|---|---|
| Rendimiento de los minerales | 57,6 % | 57,8 % |
| Rendimiento del lecho... ... | 43 % | 45,5 % |
| Producción de escoria... ... | 804 Kg/Tm. | 825 Kg/Tm. |
| Producción de arrabio ... ... | 110 Tm/día | 128 Tm/día |
| Consumo de coque ... ... | 1.150 Kg/Tm. | 1.060 Kg/Tm. |

El lingote obtenido en ambas pruebas fué de las siguientes características:

| | |
|---|---|
| Si ... ... ... ... ... ... ... ... | 1,85 % |
| Mn ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,90 % |
| P ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,83 % |
| S ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,06 % |

El Llumeres todo uno empleado fué ligeramente triturado (282 m²/Tm.), y el aglomerado del tipo normal, con bastante cantidad de finos, originada por las muchas manipulaciones sufridas. El resto del lecho fué cargado en «todo uno».

La producción, que había sido anteriormente de 110 Tm./día, pasa a 128 Tm./día, lo que representa un incremento del 16,35 %.

La disminución del consumo de coque fué de 90 Kg./Tm., lo que supone el 7,83 %.

Para apreciar bien el resultado de estas pruebas hay que tener en cuenta que el coque empleado era muy blando, con una media de 14,5 % de tamaños menores a 50 m/m. en prueba Shatter y con oscilaciones entre 12 y 20 %. Las cenizas oscilaron igualmente entre 14 y 17,5, con valor medio de 15,5 %.

Teniendo en cuenta las bajas de los costes de los diversos conceptos que intervienen en el precio de coste, a causa del incremento de la producción, así como la disminución por consumo de coque (precio, 364 ptas./Tm.), y teniendo en cuenta el incremento del capítulo minerales por el empleo de 496 Kgs./Tm. de aglomerado (suponiendo los gastos de aglomeración en 30 ptas./Tda.), se llega a un beneficio de *32 ptas./Tda. de arrabio.*

Estas cifras son tanto más concluyentes si se tiene en cuenta que en la campaña anterior (1939-1943) este horno había dado una producción media de solamente 70 Tm./día, que la marcha que tenía anteriormente a la prueba era inmejorable comparada con su marcha precedente. Igualmente hay que destacar que en la marcha con aglomerado se obtuvo un día la producción de 158 Tm. coincidiendo con el empleo de coque más duro.

En el horno alto 2, las pruebas se realizaron con el 70 % de Llumeres bruto sin triturar, del cual se fueron bajando los porcentajes y substituyéndolos por porcentajes crecientes de aglomerado.

Para una carga fija de coque de 4.200 Kg. se fué subiendo la carga de mineral desde 5.500 Kg. hasta





7.000 Kg., y bajaron los consumos de coque desde 1.416 Kg./Tm. hasta 1.178 Kg./Tm., es decir, una disminución de 238 Kg./Tm., que representa el 16,8 %. La producción, que era solamente de 212 Tm., pasó a 277 Tm., es decir, un incremento de 65 Tm., o sea el 30,6 %.

Cifras que, con los mismos razonamientos anteriores, y teniendo en cuenta que en este caso utilizamos el 50 % de aglomerado (910 Kg./Tm.), nos da una disminución del precio del arrabio de

88 ptas/Tm.

Esta cifra, muy superior a la obtenida en el horno alto 1, está justificada por la mayor diferencia en las características de las marchas comparadas, ya que, antes, la carga de Llumeres era, sin triturar, de bajísima reductibilidad, y, posteriormente, en la marcha con 50 % de aglomerado, las condiciones fueron diametralmente opuestas, por marcharse con lecho muy permeable y muy reductible. Durante la prueba la disminución del consumo de coque en función del % de aglomerado empleado siguió una ley lineal,

$$Ce = 1.416 - 4{,}77 \times A$$

en la que Ce es el consumo específico de coque en Kg./Tm. de arrabio y A el % de aglomerado empleado en la carga.

## PRUEBAS COMPLEMENTARIAS

Las cifras obtenidas son lo bastante elocuentes para demostrarnos, sin género de duda, las ventajas que provienen de la preparación adecuada de estos minerales: Trituración, clasificación y aglomeración de los finos.

Pero ellas no son suficientes, ya que desconocemos exactamente los límites máximo y mínimo de trituración y, por tanto, el porcentaje resultante de finos que debemos aglomerar. Para resolver estas incógnitas se precisan muchas pruebas. En éstas deben irse variando los límites de trituración y aglomerándose todos los finos resultantes; cargar el conjunto en el horno alto y deducir el coste neto de obtención del arrabio.

Las condiciones óptimas serán aquéllas en las que el coste sea mínimo, cualesquiera que sean las dimensiones límites de trituración y el porcentaje de aglomerado empleado.

Teóricamente hemos visto que, al forzar la trituración, la reductibilidad del mineral se incrementa rápidamente; de aquí que esto nos haga orientar las pruebas a base de trituración fuerte. A ello nos lleva también la consideración de que la trituración seguida de clasificación es mucho más económica que la aglomeración, pero una y otra aumentan en el mismo sentido, es decir, a trituración más fuerte se producirán más finos, que habrá que aglomerar.

Tampoco debemos perder de vista la tendencia al empleo de altos porcentajes de aglomerado en los hornos altos; tendencia basada en la obtención de aglomerados muy reductibles, en los que la cal goza actuación preponderante. Así, queda descartada la posibilidad de la formación de silicatos de hierro de estructura vítrea y de baja reductibilidad. Del examen con rayos X se deduce que la cal existe libre, envuelta por matriz de silicatos complejos de cal. Su reductibilidad casi llega a duplicarse.

Debemos destacar, igualmente, que hemos realizado todas las pruebas enumeradas, variando solamente el factor que había que ensayar. En estos momentos nos disponemos a efectuar las pruebas con varios factores benefactores a la vez, utilizando en todas ellas coque duro, cosa que, hasta ahora, no habíamos tenido, y cuyas ventajas de empleo con nuestros compactos minerales son extraordinarias.

## ENSAYOS DEL LLUMERES, CAPA 1

Como ya dijimos, estos minerales se caracterizan por la existencia de $CO_2$ en su composición, y llegan, en algunas ocasiones, a tener hasta el 37 % de siderosa.

El $CO_2$ lo pierde fácilmente al calentarse; a 500° C ya pierde el 6,7 % del peso del mineral, esto es, el 48,5 % del total de $CO_2$ contenido, y a 600° ya ha perdido la totalidad. Si el calentamiento se hace un poco bruscamente, el mineral se agrieta, pero sin decrepitar.

En corriente de CO se reduce fácilmente, aumenta su densidad aparente y se carga su superficie de carbono de precipitación; el mineral llega a hacerse pulverulento. Esto nos muestra la facilidad con que ha de beneficiarse en el horno alto.

Las pruebas de su tratamiento en el horno alto 1





dieron resultados muy satisfactorios. Se empleó el Llumeres, Capa 1, en la proporción del 60 % de la carga de minerales; la marcha del horno fué muy regular y se obtuvo un incremento de producción del 6 % y un aumento del consumo de coque de 31 Kg./Tm. El consumo de minerales se incrementó en 135 Kg./Tm. y el de la castina en 7 Kg./Tm.

Con todo ello, el incremento del precio de coste sólo excedió en 10 ptas/Tda. sobre el de Llumeres, Capa 4 («rico»). Esta cifra quedaría anulada ampliamente, si se hubiese podido triturar previamente. Todo él era excesivamente grueso, con trozos que llegaban hasta los 40 cm.

## PREPARACIÓN ADECUADA PARA EL LLUMERES, CAPA 1

La trituración que sufra este mineral no debe ser tan intensa como la del Llumeres rico, ya que en éste no existe el problema de baja reductibilidad. El tamaño óptimo deberá deducirse después de largos ensayos, en los que deben variarse, además de los grados de trituración y, por tanto, de aglomeración del porcentaje de finos que resulte, el % de calcinación que sería conveniente hacer.

También habría que ensayar la posibilidad de efectuar la calcinación total, para lo que pudiera utilizarse el procedimiento empleado en las minas francesas de Vernet-les-Bains (en las que todo el carbonato se calcina y aglomera a la vez, en una instalación de tipo Greenawalt). El mineral crudo se tritura en su totalidad a tamaño inferior a 25 m/m.

Como la aglomeración de carbonatos presenta, a veces, dificultades de aglomeración en la capa superior de las pilas o cintas, cuando la siderosa decrepita, se recubre el lecho de aglomeración con una capita de finos de retorno, con lo que se logra aglomeración más homogénea. La forma de lograrlo en aquella instalación consistió en dotar al carro de carga de una tercera tolva, que repartía el fino de retorno uniformemente sobre la capa de carbonato crudo.

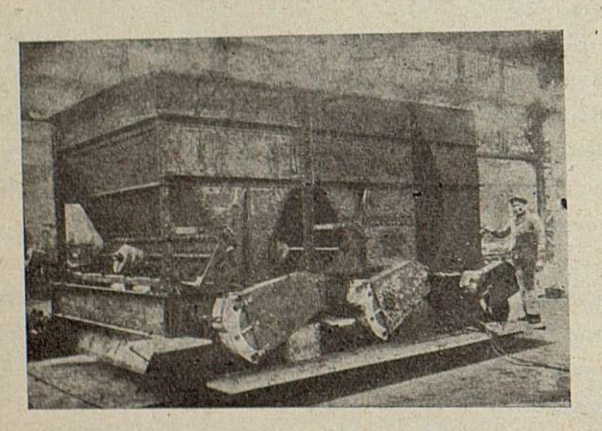


FIG. 7

En todo caso, las cuantías de cada operación deberían subordinarse a las resultantes de la prueba en la que el coste del arrabio obtenido sea un mínimo.

## POSIBILIDADES DE EMPLEAR EL MÉTODO «THOMAS»

Como ya dijimos anteriormente, la mayoría de los minerales estudiados presentan riqueza en fósforo inferior a la necesaria para la marcha «Thomas», pero, en la Capa núm. 2 de Llumeres, hemos visto que la proporción P/Fe pasaba de 0,022 y llegaba a 0,031. Por lo cual, el mineral de esta capa se presta para enriquecer en fósforo el lecho de fusión hasta alcanzar la ley necesaria. Esto, en cambio, llevaría consigo el empobrecimiento en hierro del mezclado, lo que se traducirá en mayores consumos de coque, que pueden hacer prohibitivas estas mezclas.

Por ello, hay que pensar en la adición al lecho de fusión del déficit de fósforo. Esto puede lograrse por la adición de fosfatos de cal, o bien por la reincorporación al horno alto de parte del fósforo eliminado en la Acerería Thomas por las escorias.

Demostrada la posibilidad de marchar con el 100 % de mineral devoniano en el lecho de fusión, la adición de fósforo para lograr un arrabio de 2 % de fósforo, necesita la adición de 9 Kgs./Tn. de aquél (caso del Llumeres, Capa 4) al lecho de fusión, lo cual puede lograrse con el empleo de 45 Kgs. de fosfatos de 60 % de riqueza en fosfato tricálcico por tonelada de arrabio.

El empleo de minerales fosforosos gallegos como medio de adicionar fósforo, no merece la pena de considerarla, ya que la alta ley en sílice de aquéllos repercutiría catastróficamente en los consumos de coque.

Por ello, consideramos que la mejor manera de adicionar el fósforo es la de emplear fosfatos naturales de Marruecos, los cuales sería preciso aglomerar, dado su estado pulverulento.





CICLO DEL FOSFORO CON HORNOS ALTOS EN MARCHA THOMAS CON ADICION DE FOSFATOS.

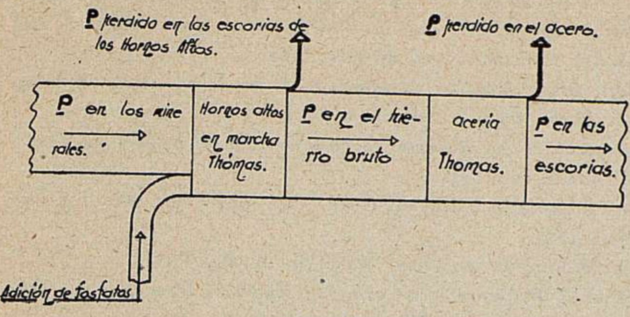



Fig. 8

CICLO DEL FOSFORO CON HORNOS ALTOS EN MARCHA THOMAS CON ADICION DE ESCORIAS THOMAS

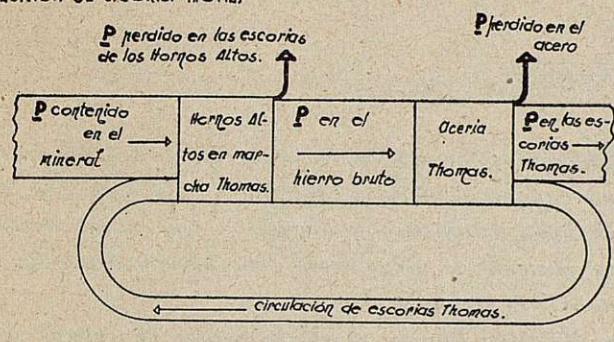



Fig. 9

A lo dicho anteriormente cabe agregar la otra posibilidad de adicionar el fósforo tomando parte de las escorias producidas en la Acerería Thomas, reincorporándolas al circuito de fabricación. Este método sería el único factible cuando no hubiese posibilidades de importación de fosfatos.

En todo caso, esta marcha nos permitiría la recuperación de unas 25.000 Tm./año de escorias «Thomas», para una producción de arrabio de 1.000 Tm./día, con el consiguiente ahorro de superfosfatos, divisas y descongestión del servicio de transportes marítimos y terrestres.

## *CONCLUSIONES*

Por las pruebas que hasta el día hemos realizado, tanto en la preparación de los minerales como en la obtención de coque resistente, y en el campo de la aglomeración, estimamos que el porvenir de estos minerales devonianos de Asturias es de lo más atrayente. A esto contribuye también la grata perspectiva de la recuperación del fósforo, hoy molesto acompañante del hierro.

El empleo de los hornos altos con altas presiones en el tragante, así como los modernos sistemas de enriquecimiento por tostación magnetizante y por el sistema Renn-Krup, amplían las posibilidades de utilización de los minerales pobres hasta límites insospechados.

La Felguera, abril de 1950.

---

## BIBLIOGRAFÍA

Entre la bibliografía consultada para la redacción de este trabajo, se cita la siguiente:

*Anglés d'Auriac. Leçons de Siderurgie.* Dunod. París, 1930.

*Fabricazione della Ghisa e Aciaio.* Picinni-Hoepli. Milano, 1937.

Osann B.: *Metallurgie des Eissens.*

*Blast Furnace Practice,* por F. Clements. London, 1929.

Durrer R.: *Die Metallurgie des Eisens.* Berlín, 1942.

*Revue de Industrie Mineral et Metallurgie.* Lieja.

*Revue de Métallurgie.* París.

*Boletines del Bureau of Mines of U. S. A.*

*Watkins Cyclopedua Steels,* 1949.

*Journal of American Institute of Mining and Metallurgical Engineurs.*

*Journal of the ans Steel Institute.* Londres.

*Blast Furnace and Steel Plant.* Pitsburgo.

*Sthal und Eisen.*

*Iron and/Coal, Trades Revue.* Londres.

*Steel.* Estados Unidos.

De un modo particular se hace referencia a los siguientes artículos de las revistas que se citan:

*«Réduction des minerais de fer par el gaz des hauts journeaux». Journées Métallurgices de la Société Française de Metallurgie,* 9 octubre 1947.

*Reducción de los minerales de hierro de distinta granulome-*

*tría*, por STOECKER Y FELMANN. *Sthal und Edisen*, 1933, página 289.

*Métodos para comparar minerales*. BONE, SAUNDERS & CALVERT. *Iron and Coal*, junio 1934, pág. 875.

*Producción de minerales en el Laboratorio*. PUTNANN, LINCOLUSHIRE, IRON AND STEEL INSTITUT, abril de 1937.

FAELL, A. L.: «*Proceedings of The Blast-Furnace and Rau Materials Committe*». *A. I. M. M. E.*, 1942, tomo II, pág, 135.

*A. Rapid Method of ore Testing, The «SK» Porosity Test*. BY SAUNDERS. *Imperial College*, 1945. Southe Kensington.

«*Sinters and Sintering*». SAUNDERS AND TREES. *Journal of The Iron and Steel Int.*, 1945, tomo II, pág. 303.

*Adición de cal en la Sinterización*. *Iron and Coal*, 2 jul. 48, página 21.

*Bull. Bureau of Mines U. S. A.* de feb. 1924. Report and BLAST FURNACE AND STEEL PLANT.

«*The Influence of ore size on reductión*». *Bureau of Mines U. S. A.* JOSEPH KINNSY. BLAST FURNACE AND STEEL PLANT, junio 1924.

*Iron Ore Beneficiation*, por CHARLES E. AGNEW. *Steel*, 1945.

*Distribution of material in Blast-Furnace*, por SOUNDERS AND WILD. *Iron and Steel*, 30 nov. 1945.

*High Blast Heatsin Mesaba practice*. MATHESIUS. *Meeting A. M. E.*, febrero 1915, New York.

KRARDING, N. J.: *Behavior of Iron Ore during Reduction*. BLAST FURNACE, dic. 1937.

*Iron Making at Appleby-Frod. Esp. Rep. N.º* 30. *Iron St. Int.*, 1944.

*Iron Making in Alabama*. WILLIAMS B. PHILLIPS.

COGHILL: *Differential Grinding of Alabama Iron Ores for gravity concentration*. Wáshington, 1940.

«*Porosity, Reducibility and Size Preparation of Iron Ores*». *Trans. A. I. M. E. Iron and Steel*, vol. 120, 1936, por JOSEPH T. L., del Bur. de Mines de U. S. A.

---

*Al terminar su autor esta exposición, el congresista, D. Dimas Menéndez Magdalena, formula la observación de que aunque se muestra conforme con la necesidad de preparar el mineral mediante adecuada trituración en tamaños y porcentajes de los que deban constituir la carga, no obstante, la preparación debe hacerse extensiva a todo el lecho de fusión. Propuesta que es aceptada.*

*Se concede la palabra al Sr. Basaldúa Pinedo, quien da lectura al trabajo número 199 siguiente:*





# N.º 199. - Consideraciones sobre los precios de venta de los minerales de hierro

Autor: D. PABLO BASALDÚA PINEDO
Ingeniero Industrial

## ANTECEDENTES DEL PROBLEMA DEL PRECIO DEL MINERAL DE HIERRO

La fijación de un precio, en general, puede efectuarse de *modo coactivo* (tasa) o mediante el *libre comercio* entre comprador y vendedor.

Este último caso, el más corriente en todas las economías modernas en época normal, es el que ha venido rigiendo para el mercado de minerales de hierro, con arreglo a ciertos fundamentos técnicos y económicos sancionados por la práctica, en relación con la utilización que para un comprador determinado tenía el mineral contratado.

Normalmente, en ese contrato de compraventa de minerales, aun tratándose de calidades conocidas y ya usadas con anterioridad, se señalaban las condiciones mínimas que habían de cumplir aquéllos y se fijaban penalidades y premios, según las variaciones de la calidad.

A veces, cuando un nuevo mineral ofrecido se diferenciaba sensiblemente de los que se empleaban corrientemente, se comparaba su composición química con la de ellos y, si aquélla era favorable, se procedía a efectuar ensayos prácticos, introduciendo unas cantidades crecientes del mismo en el horno y observando su comportamiento y el efecto que hacía en el precio resultante para el lingote. Así se obtenía el valor del nuevo mineral, por comparación con los conocidos.

Al transformarse, hace ahora catorce años, nuestra *economía*, de *libre* en *forzosa*, con regulación de precios por el Estado, se señalaron unos fijos para cada clase de mineral y para cualquier destino, probablemente de acuerdo con la última cotización libre efectuada en aquella época.

Al hacer esta fijación de precios no se señalaron concretamente para cada mineral las características que tenía que cumplir, sino que se dejaba al arbitrio del minero el mantener su calidad tradicional y por la que antiguamente se le pagaba.

Al modificarse posteriormente los precios oficiales, por subida de la mano de obra, efectos de almacén, etcétera, el incremento de los del mineral se ha venido efectuando en la misma cuantía por toneladas para todos ellos sin distinción de características, es decir, in-





dependientemente de la utilidad real peculiar de cada tipo.

Los mineros productores del mineral de mejor clase, al no ver compensados económicamente sus esfuerzos por mantener su calidad, no tienen interés en cumplir sus obligaciones, y, algunos, incluso, modifican su explotación perdiendo calidad, ya que, con ello, no sólo ningún perjuicio se les ocasiona, sino que salen beneficiados al cobrar lo mismo con menor trabajo de preparación y de selección.

Hay mineral de hierro cuya ley ha bajado de 56,44 % a 46,09, y si bien es verdad que ello puede no ser debido a voluntad expresa del explotador, sino a agotamiento de los filones más ricos de la mina, no es justo que, por llamarse ese mineral X, se le pague lo mismo ahora que cuando sus características eran excelentes.

Aun admitiendo la necesidad de la intervención oficial en el precio de venta de los minerales, se impone una reglamentación lógica del mismo, de forma que compagine, hasta donde sea posible, los intereses de los mineros con los de los consumidores.

Para ello, se ha estudiado la influencia que en el precio de coste del lingote tienen los diversos elementos que integran el mineral, en relación con su rendimiento y consumos específicos de combustible y otras adiciones, y se ha deducido una fórmula de valoración del mineral en función de su análisis químico y características físicas, que compensen equitativamente, tanto al comprador como al vendedor, cualquier modificación en la calidad de la mercancía.

## DETERMINACIÓN DE LA FÓRMULA TEÓRICA DEL VALOR DE UN MINERAL DE HIERRO SEGÚN SEAN SUS CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y QUÍMICAS

Es absolutamente imposible determinar el «valor absoluto» de un mineral, ya que por ser el mineral combinación de diversos cuerpos, además del hierro, estas impurezas actúan diversamente sobre el precio del producto (determinante del de el mineral), no sólo según su cantidad relativa, sino también según el tipo de horno empleado, características de marcha del mismo, calidad del lingote que se desea obtener, etc.

Pero lo que sí podemos determinar es su valor relativo, es decir, su medida de valor comparado con el de otro mineral conocido tomado como tipo y empleado en las mismas condiciones de utilización.

Para esta comparación nos vamos a valer de la siguiente fórmula que, aunque no matemáticamente exacta, es lo suficientemente aproximada a efectos comparativos:

$$PL = Cm \cdot Pm + Cc \cdot Pc + Ck \cdot Pk + CS \cdot Ps + O \cdot G \quad (1)$$

representando por:

PL = Precio de costo de la ton. de lingote de hierro obtenido usando un mineral *m*.
Cm = Consumo de mineral *m* por ton. de lingote.
Cc = Consumo de caliza por ton. de lingote, usando un mineral *m*.
Ck = Consumo de coque por ton. de lingote, usando un mineral *m*.
Cs = Consumo de sosa por ton. de lingote, usando un mineral *m*.
Pm = Precio de la ton. de mineral puesto en fábrica.
Pc = » » caliza » »
Pk = » » coque » »
Ps = » » sosa » »
OG = Otros gastos de fabricación prácticamente independientes del mineral empleado.

Si consideramos ahora dos minerales distintos, M y *m*, y queremos obtener con ellos un mismo precio para el lingote, los consumos específicos de cada uno de ellos, así como sus precios, se relacionarán entre sí, según la fórmula (1):

$$PL = CM \cdot PM + CC \cdot Pc + CK \cdot Pk + CS \cdot Ps + O \cdot G.$$
$$PL = Cm \cdot Pm + Cc \cdot Pc + Ck \cdot Pk + Cs \cdot Ps + O \cdot G.$$
$$O = CM \cdot PM - Cm \cdot Pm + (CC - Cc)Pc + (CK - Ck)Pk + (CS - Cs)Ps$$

$$Pm = \frac{1}{Cm}\left(CM \cdot PM + (CC - Cc)Pc + (CK - Ck)Pk + (CS - Cs)Ps\right) \quad (2)$$

Si suponemos para el mineral M un precio y un análisis determinados y, por lo tanto, consumos específicos fijos (función del análisis), la fórmula anterior nos dará la expresión del valor relativo de un mineral en función de sus consumos específicos, o sea, de su análisis, y del precio y análisis conocidos de un mineral tomado como tipo.

Veamos ahora la relación que guardan los consumos específicos señalados en las fórmulas anteriores con la composición del mineral.

### Cm.—CONSUMO DE MINERAL POR TONELADA DE LINGOTE

Llamando Fe al contenido, por ciento, de hierro en el mineral en estado natural, P, a la pérdida, por





ciento, del mismo en el horno por arrastre y pase a la escoria, y suponiendo que el lingote que se desea obtener tiene el $(100 - x)$ % de hierro, el consumo de mineral por tonelada de lingote será:

$$Cm \cdot Fe \cdot \frac{(100 - P)}{100} = 100 - x$$

$$Cm = \frac{100}{Fe} \cdot \frac{100 - x}{100 - P}$$

Admitiendo que, prácticamente, la pérdida de hierro del mineral, P, para una marcha determinada del horno alto, es constante para todos los minerales (del 5 al 8 %) y eligiendo como valor $x$, de los componentes del lingote distintos del hierro, precisamente la cifra P (convención perfectamente legítima, pues es independiente, en términos generales, de la clase del mineral y, por otra parte, corresponde a los análisis normales del lingote (92 a 95 % de Fe), tendremos:

$$Cm = \frac{100}{Fe} \times \frac{100 - P}{100 - P} = \frac{100}{Fe} \text{ toneladas}$$

Cc.—CONSUMO DE CALIZA POR TONELADA DE LINGOTE

Llamando:

*A* al contenido, por ciento, de ácidos (sílice más alúmina) en el mineral en estado natural.

*B* al contenido, por ciento, de bases (cal más magnesia) en el mineral en estado natural.

*Si* al contenido, por ciento, de silicio en el lingote.

*i* al índice «Bases/ácido» de la escoria.

*r* al rendimiento en cal útil de la caliza de aportación.

$$i = \frac{r \cdot Cc + \frac{B}{100} \cdot Cm}{\frac{A}{100} \cdot Cm - Si \cdot \left(\frac{Si\,O_2}{Si}\right)}$$

$$Cc = \frac{i}{r} \cdot \frac{A}{100} \cdot Cm - \frac{1}{r} \cdot \frac{B}{100} \cdot Cm - \frac{i}{r} \cdot Si \left(\frac{Si\,O_2}{Si}\right)$$

Admitiendo que, prácticamente, el rendimiento $r$ de nuestras calizas sea el 52 %, y que el índice de basicidad $i$ más conveniente para obtener unas escorias flúidas y fusibles, con todos nuestros minerales, sea 1,2, el tercer sumando será constante (pues suponemos un análisis constante en el lingote) nos queda, en definitiva:

$$Cc = \frac{1{,}2}{0{,}52} \cdot \frac{A}{100} \cdot Cm - \frac{1}{0{,}52} \cdot \frac{B}{100} \cdot Cm - K$$

y sustituyendo Cm por su valor (A)

$$Cc = \left(2{,}31 \cdot \frac{A}{Fe} - 1{,}92 \cdot \frac{B}{Fe} - K\right) \text{ toneladas} \qquad (B)$$

Ck.—CONSUMO DE COQUE POR TONELADA DE LINGOTE

El consumo de coque por tonelada de lingote lo deduciremos basándonos en los estudios reseñados, por una parte, en el trabajo presentado a la I Asamblea General del Instituto del Hierro y del Acero Español por la Sección de Hierro del mismo, y por otra, en el artículo «Veinte años de progresos de la siderurgia», publicado en la *Revue Universelle des Mines* (número 7, tomo XVIII).

Compaginando los estudios de Reichhardt, Johnson, Howland y Korevaar, principalmente, podemos admitir que, para un horno determinado y trabajando en unas condiciones de soplado y de caliza y coque idénticos, el consumo de este último por tonelada de lingote está formado por los siguientes sumandos:

*a)* Consumo de coque para el calentamiento, reducción, fusión y carburación del hierro, manganeso, silicio y fósforo que pasan al arrabio.

*b)* Consumo de coque para el calentamiento, descomposición y fusión de los elementos que forman la escoria procedente del mineral y la caliza.

*c)* Consumo de coque para el calentamiento, descomposición y fusión de los elementos que forman la escoria procedente del mismo coque.

*d)* Consumo de coque por arrastre, sin quemar, con el viento de soplado.

*e)* Consumo de coque para la deshidratación del mineral, coque y caliza.

*f)* Consumo de coque por los trozos de mineral que, por su tamaño anormal, circulan en el horno alto en condiciones distintas a las de régimen.

*g)* Consumo de coque por disolución en el baño de hierro líquido.

A continuación señalaremos la influencia que sobre cada uno de los sumandos tiene la composición física y química del mineral:

*a)* Admitiendo un análisis fijo para el lingote que se desea obtener, este consumo es, prácticamente, independiente del análisis del mineral, es decir:

$$Cka = Ka$$

*b*) Lógicamente, este consumo para igual calidad de escoria en idénticas condiciones de temperatura de la misma, es función del peso de ella producida.

Del análisis de la teoría de Reichhardt se deduce que el consumo de coque, función de la escoria, es el 34 % del peso de la escoria producida.

Ahora bien, en la exposición de la citada teoría no se ha tenido en cuenta la influencia real del tamaño de la caliza, mineral y del coque que intervienen en la formación de la escoria, y, además, se ha supuesto un coque con rendimiento útil en carbono superior al que normalmente tienen nuestros coques; por esto último, es preferible tomar como factor de consumo el 40 % del peso de la escoria producida, cifra que coincide mejor con la que prácticamente resulta en nuestras instalaciones.

Ckb = 0,40. Escoria producida por tonelada de lingote.

Supuesta anteriormente una basicidad en la escoria del 1,2, el peso de ella producida por tonelada de lingote será (despreciando por su poca importancia cuantitativa los elementos de ella distintos de los ácidos y bases del mineral y la cal de la caliza añadida):

$$\text{Escoria} = \left(\frac{A}{100}\,Cm - Si\right) + 1{,}2\left(\frac{A}{100}\,Cm - Si\right) = 2{,}2\ .$$

$$.\ \frac{A}{100}\cdot\frac{100}{Fe} - 2{,}2\,.\,Si = 2{,}2\,\frac{A}{Fe} - K$$

$$Ckb = 0{,}40\left(2{,}2\,\frac{A}{Fe} - K\right) = \left(0{,}88\,\frac{A}{Fe} - Kb\right)\ \text{toneladas.}$$

*c*) Este consumo depende de la calidad del coque empleado, es decir, de la cantidad de escoria que forme, y de la cantidad de él que haya de consumir por tonelada de lingote.

Suponiendo un coque normal que produzca un 20 % de escoria y admitiendo que el calor necesario para formar ésta sea igual al supuesto antes para la del mineral, tendremos:

$$Ckc = 0{,}40\ .\ 0{,}20\ .\ Ck = 0{,}08\quad Ck$$

*d*) Este consumo depende de la calidad del coque empleado, es decir, de la proporción de polvo que contenga y de la cantidad de él que se haya de consumir por tonelada de lingote.

Podemos admitir que en nuestros coques esta cantidad es, aproximadamente, el 3 %, es decir:

$$Ckd = 0{,}03\ .\ Ck$$

*e*) Este consumo está cubierto, normalmente, por el calor sobrante que tienen los gases en las partes altas del horno y que, por tanto, no afecta al consumo de coque:

$$Cke = O$$

*f*) La velocidad de la reducción indirecta del mineral por los gases producidos en el horno alto, es función del grado de contacto entre los trozos del mineral y los gases reductores, es decir, función de la superficie de aquél.

Ahora bien, el número de trozos de mineral (que supondremos esféricos) de diámetro *d* que entran en un volumen V del horno es

$$\frac{V\,.\,\sqrt{2}}{d^3}$$

y la superficie que presentan todos ellos será:

$$s = \left(\frac{V\,.\,\sqrt{2}}{d^3}\right)\,.\,\pi\,d^2 = \frac{4{,}44\,.\,V}{d}\,,$$

De modo que, a igual volumen ocupado, la superficie presentada por los trozos de mineral a los gases reductores y de calefacción, es inversamente proporcional a su tamaño y, por lo tanto, también lo será a su velocidad de reducción y de calentamiento.

Se comprende, pues, que si se trabaja en el horno con una marcha, por ejemplo, que reduzca los minerales de 75 mm. de diámetro en 9 horas, los que se introduzcan de tamaño 150 mm. o mayores, que necesitan, por lo menos, doble tiempo para su reducción indirecta total, llegarán a la zona de toberas insuficientemente reducidos y tendrán que serlo, por fin, en esta zona por reducción indirecta con consumo exagerado de combustible, según se desprende fácilmente de las ecuaciones de reacción siguiente:

$Fe_2O_3 + CO = 2FeO + CO_2 + 1.098$ Kcal. (desprendimiento de calor)

$FeO + CO = Fe + CO_2 - 477$ Kcal. (consumo de calor)

$FeO + C = Fe + Co - 2.914$ Kcal. (consumo seis veces mayor de calor).

Por la misma razón, los trozos excesivamente gruesos no se deshidratan por completo, como hemos supuesto al tratar el sumando B, en la parte alta de la cuba a expensas del calor sobrante de las reacciones en el horno, y llegan a la zona de toberas con parte del agua de hidratación, provocando un consumo inútil de calorías a elevada temperatura.





Por su parte, los minerales excesivamente menudos, que no son arrastrados por el viento de soplado, se deslizan por los interticios de los minerales más gruesos, descendiendo a velocidad mayor que la media del resto de la carga, y sin tener, a menudo, tiempo de llegar a las zonas de trabajo suficientemente preparadas; caen al crisol oxidando el baño y la escoria, y retrasando, al mismo tiempo, la formación de aquélla; todo ello se traduce en mayor consumo de combustible.

Por otra parte, al cargar en el horno mineral con trozos de tamaño muy variable, se produce, por gravedad, una clasificación automática en el horno de la carga; los trozos más gruesos tienden a reunirse en el centro, originando un irregular reparto de la corriente gaseosa que atraviesa más fácilmente las reciones permeables, lo cual produce disminución del coeficiente de utilización de los gases reductores.

Se comprende, por lo anteriormente señalado, que el consumo de coque por tonelada de lingote será distinto para una marcha determinada de un horno alto, según sean los tamaños del mineral que se cargue en él.

La determinación matemática del mayor consumo de coque que se produce al cargar un mineral con $(T + \triangle T)$ % de tamaños anormales, en comparación con el que se tenga con el mismo mineral con sólo T %, es prácticamente imposible; pero, de los ensayos realizados en las fábricas Völklingen, reseñados por M. Derclaye en el artículo citado, podemos deducir, empíricamente, la economía obtenida al suprimir los tamaños gruesos por trituración y los menudos por cribado, y de aquí, por contra, los excesos de consumo que supone su existencia en un mineral.

El resumen de las conclusiones que saca M. Derclaye de los citados ensayos es el siguiente:

| | |
|---|---|
| Reducción de consumo de coque por tonelada de lingote por triturado sin cribado (supresión de los tamaños gruesos) ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 70 kgs. |
| Reducción de consumo de coque por tonelada de lingote por eliminación de los menudos ... ... ... | 23 » |
| *Economía total por eliminación de tamaños anormales* ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 93 kgs. |

Desgraciadamente, en el citado artículo no se indica el tamaño de los trozos del mineral antes y después del cribado y tamizado, lo que hubiera permitido sacar conclusiones relativamente precisas. En estas condiciones se puede adoptar, simplistamente, la proporcionalidad entre el consumo de coque por este concepto y el contenido en tamaños anormales del mineral; si la supresión del 100 % de tamaños anormales produce una economía de 93 kgs., la supresión del 1 % producirá la de 0,9 kgs. por tonelada de lingote. Llamando T al % de tamaños anormales:

$$Ckf = 0{,}9 \cdot T \text{ kilos} = \frac{0{,}9}{1.000} \cdot T \text{ toneladas}$$

*g)* Este consumo depende del tamaño del coque empleado, es decir, de la cantidad de trozos excesivamente gruesos que pasan sin quemarse totalmente a través del horno, y del consumo de él por tonelada de lingote.

Podemos admitir que con nuestros coques esta cantidad es aproximadamente el 1 %, es decir:

$$Ckg = 0{,}01 \times Ck.$$

En resumen, el consumo total de coque por tonelada de lingote producido, en función del análisis físico y químico del mineral empleado, será:

$$Ck = Cka + Ckb + Ckc + Ckd + Cke + Ckf + Ckg$$

$$Ck = Ka + (0{,}88 \frac{A}{Fe} - Kb) + 0{,}08 \cdot Ck + 0{,}03 \cdot Ck + + 0 + \frac{0{,}9}{1.000} T + 0{,}01 \cdot Ck$$

$$= K' + 0{,}88 \frac{A}{Fe} + \frac{0{,}9}{1.000} \cdot T + 0{,}12 \cdot Ck$$

$$Ck = (K + \frac{A}{Fe} + \frac{T}{1.000}) \text{ toneladas} \qquad (C)$$

$C_s$.—CONSUMO DE SOSA POR TONELADA DE LINGOTE

Con el empleo de minerales relativamente altos en azufre y, aún más, principalmente, con el de aquéllos de consumo específico alto de coque, se introducen en el horno alto cantidades de azufre que, al no poder ser absorbidas por la escoria producida más que hasta cierta concentración, pueden dar origen a que aquél pase el lingote en proporción demasiado elevada para su posterior empleo, por lo que, en estos casos, será necesario proceder a su desulfuración posterior, bien en la cuchara o en el mezclador, cosa que normalmente se efectúa con carbonato sódico.

Llamando:

S al azufre por ciento contenido en el mineral en estado natural.
Sk al azufre por ciento contenido en el coque
Se al azufre por ciento contenido en la escoria
SL al azufre por ciento contenido en el lingote
Sd al azufre por ciento contenido en el lingote y que hay que eliminar.
Em a la escoria producida por el mineral y la caliza por tonelada de lingote.
Ek a la escoria producida por el coque por tonelada de lingote.

Admitiremos que la desulfuración, cuantitivamente, se produce según la siguiente reacción:

$$S + CO_3\,Na_2 + 2C = S\,Na_2 + 3CO$$

$$32 + 106 + 2 \times 12 = 78 + 3 \times 28$$

es decir, por cada unidad de S que hay que desulfurar necesitaremos: $\frac{106}{32} = 3{,}3125$ unidades de sosa pura, admitiendo un coeficiente de utilización de la sosa industrial del 85 % aproximadamente.

$$Cs = \frac{3{,}3125}{0{,}85} \times \frac{Sd}{100} = 4 \times \frac{Sd}{100} \qquad \text{(A)}$$

Si suponemos que el contenido admisible de azufre en el lingote es K (constante, al suponerlo igualmente el análisis de éste) y admitimos con el Hütte Siderúrgico que la máxima concentración admisible de lingote en la escoria es 2,8, tendremos:

$$Sd = SL - K$$

Ahora bien,

$$\frac{S}{100} . Cm + \frac{Sk}{100} . Ck = \frac{Se}{100} . (Em + Ek) + \frac{SL}{100}$$

$$SL = S . Cm + Sk . Ck - 2{,}8\ (Em + Ek)$$

Admitiendo que usamos un coque normal con el 1 % de azufre y que produce un 20 % de escoria, tendremos:

$$SL = \frac{S . 100}{Fe} + 1 . Ck - 2{,}8\ (2{,}2 . \frac{A}{Fe} + 0{,}2 . Ek) =$$

$$= \frac{S . 100}{Fe} + Ck - 6{,}16 \frac{A}{Fe} - 0{,}56 . Ck =$$

$$= \frac{S . 100}{Fe} + 0{,}44 . Ck - 6{,}16 \frac{A}{Fe} =$$

$$= \frac{S . 100}{Fe} + 0{,}44\ (K + \frac{A}{Fe} + \frac{T}{1.000}) - 6{,}16 \frac{A}{Fe} =$$

$$= K2 + \frac{S . 100}{Fe} + 0{,}44 \frac{T}{1.000} - 5{,}72 \frac{A}{Fe}$$

substituyendo en (*b*)

$$Sd = K3 + \frac{S . 100}{Fe} + 0{,}44 \frac{T}{1.000} - 5{,}72 \frac{A}{Fe}$$

substituyendo en (*a*)

$$CS = 4 \times (K4 + \frac{S}{Fe} + \frac{0{,}44}{100} . \frac{T}{1.000} - 0{,}0572 . \frac{A}{Fe})$$

$$CS = (K + 4 \frac{S}{Fe} + \frac{0{,}0176}{1.000} . T - 0{,}2288 \frac{A}{Fe})$$

toneladas.

Tenemos ya determinadas las expresiones Cm, Ce, Ck y Cs en función del análisis del mineral, y substituyéndolas en la fórmula (2) tendremos:

$$\frac{1}{Cm} = \frac{Fe}{100}$$

$$\frac{CM . PM}{Cm} = \frac{1}{Fe'} . PM . Fe = Fe . \alpha . PM$$ (llamaremos con exponente a los elementos del mineral tipo y para unificar las expresiones, representaremos por coeficientes los términos constantes que nos resulten).

$$\frac{CC - Cc}{Cm} . Pc = \frac{Fe}{100} (2{,}31 \frac{A'}{Fe'} - 1{,}92 \frac{B'}{Fe'} - 2{,}31 \frac{A}{Fe} + $$
$$+ 1{,}92 \frac{B}{Fe}) . Pc = (2{,}31 \frac{A'}{Fe'} - 1{,}92 \frac{B'}{Fe'}) . \frac{Pc}{100} . Fe +$$
$$+ 1{,}92 . \frac{Pc}{100} . B - 2{,}31 . \frac{Pc}{100} . A = Fe . \beta . \frac{Pc}{100} + B .$$
$$. 1{,}92 . \frac{Pc}{100} - A . 2{,}31 \frac{Pc}{100}$$

$$\frac{CK - Ck}{Cm} . Pk = \frac{Fe}{100} (\frac{A'}{Fe'} + \frac{T'}{1.000} - \frac{A}{Fe} - \frac{T}{1.000}) .$$
$$. Pk = (\frac{A'}{Fe'} + \frac{T'}{1.000}) . \frac{Pk}{100} . Fe - \frac{T}{1.000} . \frac{Pr}{100} . Fe -$$
$$- \frac{Pk}{100} . A = Fe (\gamma . \frac{Pr}{100} - \frac{Pr}{100} . \frac{T}{1.000}) - A . \frac{Pr}{100}$$

$$\frac{CS - Cs}{Cm} . Ps = \frac{Fe}{100} (4 \frac{S'}{Fe'} + \frac{0{,}0176}{1.000} T' - 0{,}2288 \frac{A'}{Fe'} -$$
$$- 4 \frac{S}{Fe} - \frac{0{,}0176}{1.000} T + 0{,}2288 \frac{A}{Fe}) . Ps =$$
$$= Fe\ (4 \frac{S'}{Fe} + \frac{0{,}0176}{1.000} T' - 0{,}2288 \frac{A'}{Fe'}) \frac{Ps}{100} - \frac{Ps}{100} .$$

$$. \frac{0{,}0176}{1.000} T - 4 \frac{Ps}{100} . S + 0{,}2288 \frac{Ps}{100} . A =$$

$$= Fe\ (\delta - \frac{0{,}0176 . Ps}{100.000} T) - S . 4 . \frac{Ps}{100} + A . 0{,}2288 . \frac{Ps}{100}$$

y, sumando y ordenando los cuatro sumandos de la fórmula (2), tendremos, en definitiva:

$$Pm = Fe\ (\alpha . PM + \beta \frac{Pc}{100} + \gamma \frac{Pr}{100} + \delta \frac{Ps}{100}) -$$

$$- \left( \frac{Pr + 0{,}0176 . Ps}{100.000} \right) T \quad + B . 1{,}92 . \frac{Pc}{100} - S . 4 . \frac{Ps}{100} -$$

$$- A . (2{,}31 \frac{Pc}{100} + \frac{Pk}{100} - 0{,}2288 \frac{Ps}{100}) \qquad (3)$$

Como $\alpha$, $\beta$, $\gamma$ y $\delta$ son funciones conocidas del análisis del mineral tipo, tenemos en (3) la expresión del precio Pm de un mineral en función de su análisis, del precio de la caliza, coque y sosa y de las características y precio conocidos de un mineral cualquiera, tomado como tipo.

## APLICACIÓN DE LA FÓRMULA ANTERIOR AL ESTUDIO DE LAS VARIACIONES DEL PRECIO DE LOS MINERALES DE HIERRO

Como antes he indicado, las modificaciones desde hace años introducidas en el precio de los minerales han sido prácticamente constantes para todos ellos, y de la fórmula (1) se deduce:

$$\triangle PL_m = Cm . \triangle Pm$$
$$\triangle PL_M = CM . \triangle PM$$

es decir, que para mantener aumentos iguales en el precio del lingote, los incrementos del de el mineral debieran haber sido inversamente proporcionales a sus consumos específicos Cm, o, lo que es lo mismo (Cm = 100 : Fe), directamente proporcionales a su contenido en hierro, en estado natural.

Al reiterarse estas modificaciones de precios en sentido constante cuantitativamente y al adquirir $\triangle$ Pm valores que pueden ser, relativamente, muy importantes, el desequilibrio entre los precios de venta de los minerales y su valor real para el consumidor puede llegar a ser tan notable que obligue a la rectificación de precios.

Por medio de la fórmula (3) ésta puede realizarse equitativa y justamente.

Supongamos que a dos fábricas consumidoras situadas en dos regiones distintas, A y B, se les distribuye seis minerales diferentes 1, 2, 3, 4, 5 y 6 procedentes, los tres primeros, de A; el cuarto, de B, y los dos últimos, de otra región C.

Supongamos los siguientes análisis, precios actuales y cantidades mensuales, p. e., para cada uno de ellos:

ANÁLISIS EN ESTADO NATURAL

| Mineral | Cantidad total | $H_2O$ | T | Fe | B | S | A | P (f. o. b.) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 40.000 | 1 | 50 | 52 | 3 | 0,300 | 12 | 124.83 |
| 2 | 20.000 | 12 | 35 | 45 | 2,5 | 0,035 | 12 | 123,83 |
| 3 | 20.000 | 8 | 25 | 46 | 2,5 | 0,030 | 14 | 125,83 |
| 4 | 10.000 | 10 | 30 | 47 | 3 | 0,100 | 8 | 125,83 |
| 5 | 5.000 | 11 | 40 | 50 | 0,6 | 0,020 | 4 | 127,83 |
| 6 | 5.000 | 1 | 20 | 60 | 1 | 0,100 | 5 | 143,83 |
| TOTAL | 100.000 | Promedio | 38 | 49 | 2,58 | 0,149 | 10,65 | 126,03 |

La distribución de estos minerales por fábricas, así como los gastos de transporte hasta ellas, suponemos son los siguientes:

| Mineral | Procedencia | Destino | Tonelaje | Transporte Por tonelada | Transporte Total |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | A | A | 40.000 | — | — |
| 2 | A | A | 10.000 | — | — |
| 2 | A | B | 10.000 | 15 | 150.000 |
| 3 | A | B | 20.000 | 15 | 300.000 |
| 4 | B | B | 10.000 | — | — |
| 5 | C | A | 4.000 | 45 | 180.000 |
| 5 | C | B | 1.000 | 45 | 45.000 |
| 6 | C | A | 5.000 | 45 | 225.000 |
| TOTAL ... ... ... ... ... | | | 100.000 | | 900.000 |

Gasto promedio total = 9 ptas. por Tm.

Si tomamos como mineral tipo el promedio ponderado de todos los minerales empleados, lo que es lógico, tendremos conocidos en la fórmula (3) los valores de PM, $\alpha$, $\beta$, $\gamma$ y $\delta$.

El mineral promedio resulta del siguiente análisis:

$$T' = 38$$
$$Fe' = 49$$
$$B' = 2{,}58$$
$$S' = 0{,}149$$
$$A' = 10{,}65$$

Las constantes $\alpha$, $\beta$, $\gamma$ y $\delta$ valdrán:

$\alpha = 1 : Fe' = 1/49 = 0{,}0204$

$\beta = (2{,}91 . A' - 1{,}92 . B') : Fe' = (2{,}91 \times 10{,}65 - 1{,}92 \times \times 2{,}58) : 49 = 0{,}5313$

$\gamma = A' : Fe' + T' : 1.000 = 10{,}65/49 + 38/1.000 = 0{,}2653$

$\delta = 4 . S' : Fe' + 0{,}0176 . T' : 1.000 - 0{,}288 . A' : Fe' = = 4 \times 0{,}149/49 + 0.0176 \times 38/1.000 - 0{,}288 \times 10{,}65/49 = = - 0{,}0503$

El precio PM del mineral puesto en fábrica valdrá:

| | |
|---|---|
| Precio medio del mineral f. o. b. ... ... ... ... | 126,03 ptas. |
| Gasto medio de transporte ... ... ... ... ... ... | 9,00 ptas. |
| | PM = 153,03 ptas. |

Si suponemos para Pc, Pk y Ps los precios actuales tendremos:

$$Pc = 29{,}87$$
$$Pk = 431{,}96$$
$$\text{y} \quad Ps = 1.115{,}00$$

Substituyendo estos valores en la fórmula (3) nos quedará:

$$Pm = (3{,}62905 - 0{,}004 \,.\, T) \,.\, Fe + 0{,}57 \,.\, B - 40 \,.\, S - 2{,}90 \,.\, A$$

Aplicando a esta fórmula los análisis señalados anteriormente para cada mineral, tendremos los siguientes precios en fábrica:

$$Pm_1 = 133{,}22$$
$$Pm_2 = 112{,}93$$
$$Pm_3 = 139{,}35$$
$$Pm_4 = 137{,}43$$
$$Pm_5 = 161{,}39$$
$$Pm_6 = 195{,}01$$

Para obtener el precio de estos minerales f. o. b. (fórmula normal de venta) nos valdremos del siguiente razonamiento:

*a*) Todos los minerales procedentes de la zona C, forzosamente, cualquiera que sea su destino A o B, han de ser transportados con un coste de 45 pesetas, cantidad que deduciremos de su precio puesto en fábrica.

*b*) Los otros minerales, en realidad, tendrán o no gasto de transporte, según sea el destino *a que se les obligue a acudir*; como sería injusto que depreciásemos el valor de un mineral por una adjudicación en la que el propietario no interviene ni tiene interés, vamos a suponer para todos estos minerales de las zonas A y B gastos de transporte iguales y de tal cuantía que la suma de todos ellos, más los de los minerales de la zona C, sea igual a la cifra antes señalada como gasto total.

| | |
|---|---|
| Gasto total de transporte ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 900.000 |
| Gastos de los minerales de C = 10.000 × 45 = | 450.000 |
| Gasto de los minerales de A y B ... ... ... ... ... = | 450.000 |

$$\text{Gasto por tonelada de los minerales de A y B} = \frac{450.000}{90.000} = 5$$

Teniendo en cuenta estos gastos de transporte, nos quedará en defintida como precios f. o. b. por Tn.:

$$Pm_1 = 128{,}22$$
$$Pm_2 = 107{,}93$$
$$Pm_3 = 134{,}35$$
$$Pm_4 = 132{,}43$$
$$Pm_5 = 116{,}39$$
$$Pm_6 = 150{,}01$$

Comparando estos precios con los señalados como actuales en la pág. 49, se ve que las diferencias entre aquéllos no corresponden a una realidad actual.

Si suponemos que aquellos precios se han formado por incrementos constantes en distintas fechas:

| | | | |
|---|---|---|---|
| Fecha | $t_1$ | $\triangle_1$ Pm = 7,06 | pesetas tonelada |
| » | $t_2$ | $\triangle_2$ Pm = 7,35 | » » |
| » | $t_3$ | $\triangle_3$ Pm = 18,60 | » » |
| » | $t_4$ | $\triangle_4$ Pm = 44,91 | » » |
| | | $\Sigma\triangle$ Pm = 77,92 | » » |

Los precios iniciales hubieran sido:

$$P_1 = 46{,}81$$
$$P_2 = 45{,}91$$
$$P_3 = 47{,}91$$
$$P_4 = 47{,}91$$
$$P_5 = 49{,}91$$
$$P_6 = 65{,}91$$

Las diferencias de estos precios entre sí, excepto el $P_5$ del que luego hablaré, corresponderían, en aquella época, a una apreciación real de su valor, teniendo en cuenta el entonces en curso para el coque y restantes adiciones.

Al ir incrementando estos precios en cantidades constantes, $\triangle_1$ Pm, $\triangle_2$ Pm,... el incremento del precio del lingote obtenido usando cada tipo de mineral no ha sido constante:

$$\triangle PL = Cm \,.\, \triangle Pm \,.\, 100/Fe$$

es decir, que, aun sin tener en cuenta la variación del precio del coque, caliza y sosa, las diferencias de valor de la función $\triangle$ Pm . 100/Fe con el de la realmente aplicada $\triangle$ Pm . K en los minerales 1, 2, 3, 4 y 6 han adquirido valores notables muy dignos de ser tenidos en cuenta.

Efectivamente, si consideramos lo fórmula (1) de la siguiente forma (considerando constantes los términos diferentes de Pm . Cm):

$$PL = Cm \,.\, Pm + K = \frac{100 \,.\, Pm}{Fe} + K$$





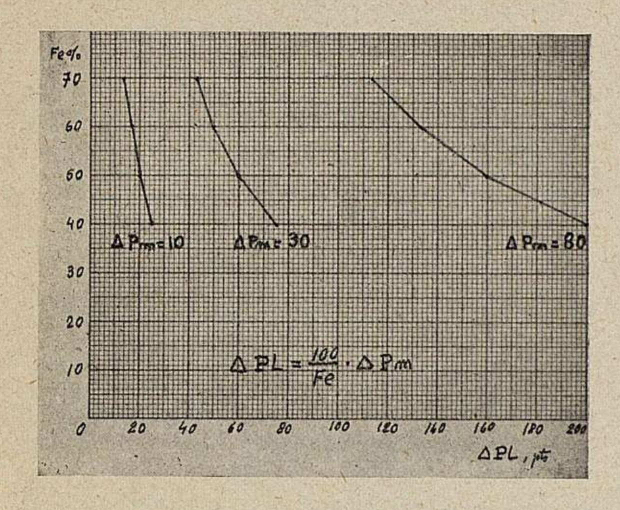
diferenciándola tendremos

$$\triangle PL = \frac{100}{Fe} . \triangle Pm$$

Si ahora suponemos constante para todos los minerales el valor del aumento de precio $\triangle Pm$, volviendo a diferenciarla tendremos:

$$\triangle^2 PL = - \frac{100 . \triangle Pm}{Fe^2} . \triangle Fe$$

es decir, con un aumento constante del precio del mineral, el aumento del precio del lingote es inversamente proporcional al cuadrado del hierro contenido en el mineral y tanto mayor cuanto más pequeño sea el contenido inicial.




Teniendo en cuenta que la ley de hierro varía en los minerales considerados desde 44 hasta 60, tendremos:

$$\triangle^2 PL \Big|_{60}^{44} = \triangle PL = 100 . \triangle Pm . \frac{60 - 44}{60 \times 44} = 0{,}6 . \triangle Pm$$

Es decir, que cuando el aumento medio del precio del mineral era relativamente bajo, estaba, hasta cierto punto, justificado que los incrementos se hiciesen, por simplificar, de manera constante, pero con un aumento medio de más del 100 % del precio inicial la diferencia, por este solo concepto, es ya muy importante.

Iguales consideraciones se pueden hacer con la influencia que los aumentos del precio del coque, caliza y sosa tienen en el precio del lingote, y variación de éste según el análisis del mineral; y.

Otra causa de desequilibrio, entre el precio señalado como actual y el teórico calculado, puede ser que un mineral que antiguamente no se consumía por su procedencia antieconómica (caso que suponemos se presenta con el mineral 5), al obligar a usarlo no se ha tenido en cuenta, al fijarle precio, el mayor costo que su transporte impone al lingote, y se le ha señalado uno por comparación con otros minerales similares, aunque de distinto origen.

## *RESUMEN*


No es justo el incremento constante del precio de todos los minerales, sino que debe ser mientras no se alteren los demás factores que intervienen en su valor, según la fórmula $\triangle Pm = a . Fe . \triangle PM$, después de haber actualizado los precios señalados para cada mineral, de acuerdo con los en vigor para el coque, la caliza y la sosa.

Por otra parte, cuando por necesidades nacionales se asignen forzosamente a los consumidores minerales de nuevas procedencias, se deberá tener en cuenta en el precio que a éstos se les asigna el valor que por el transporte hayan de pagar aquéllos.


Bilbao, mayo de 1950.

---

*Al terminarla esta lectura formulan observaciones al trabajo los Sres. Campmany y Aybar; las del primero, respecto al carácter mercantil, ausente de la fórmula en cuanto al vendedor, por no tener en cuenta las mayores dificultades de la extracción y preparación, y las del segundo, sobre que, en la fórmula propuesta, deben*

*tenerse en cuenta otros factores y llegar siempre a una expresión que, aunque carezca de rigor científico, sea de sencilla y rápida aplicación, como ocurre en todas las fórmulas para precios de minerales. Estas observaciones son aceptadas, en principio, por el autor del trabajo, y la Presidencia invita a los que han intervenido, para que, con el autor, recojan de común acuerdo las observaciones hechas y rectifiquen la conclusión correspondiente.*

*El Sr. Aybar hace detallada exposición del trabajo siguiente del que es autor: número 163.*





# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 163. - Utilización de las cenizas de pirita en la fabricación del arrabio

Autor: D. MANUEL AYBAR GÁLLEGO
Ingeniero de Minas

### RECURSOS ACTUALES DE MINERALES DE HIERRO

Aun cuando a primera vista pudiera creerse que el problema de la escasez mundial en minerales ricos de hierro no nos afecta, y que el problema de reservas ferríferas tampoco debe preocuparnos, el examen más atento de la cuestión, desde el punto de vista del suministro económico de minerales de la siderurgia, nos hace volver a la realidad.

En España las reservas de minerales de hierro se estiman en unos 700.000.000 de tm., pero de éstos, la mayoría están alejados de las fábricas siderúrgicas, o bien, están constituídos por minerales pobres y de baja reductibilidad. Su tratamiento integral exige, por tanto, gastos que el estado actual de la siderurgia no nos permite afrontar.

Para compensar, en parte, este empobrecimiento paulatino de los lechos de fusión de los hornos altos, y evitar que el precio de fabricación del arrabio suba al ritmo que marcan estas desfavorables condiciones, se precisa adicionar a sus cargas otras materias que lo enriquezcan y que, por sus buenas condiciones de reductibilidad, disminuyan los consumos de coque.

Por ello, es lógico que pensemos en las cenizas de pirita, residuo tan abundante como molesto, de la fabricación del ácido sulfúrico. La producción de este ácido ha de experimentar un rápido aumento, dado el creciente desarrollo de nuestras industrias químicas, y la necesidad de incrementar la fabricación de superfosfatos, a fin de lograr rendimientos agrícolas aceptables en nuestro esquilmado suelo, por lo cual, la producción actual de cenizas que estimamos en 200.000 tn./año ha de incrementarse rápida e intensamente. Todo ello, claro es, sin hacer la menor mella en nuestras reservas de piritas, que se cifran en 500.000.000 de Tm.

### CARACTERÍSTICAS DE LAS CENIZAS DE PIRITA

Se conocen con este nombre los residios de óxido férrico, procedentes de la tostión desulfurante de las piritas. Su composición varía según la procedencia y





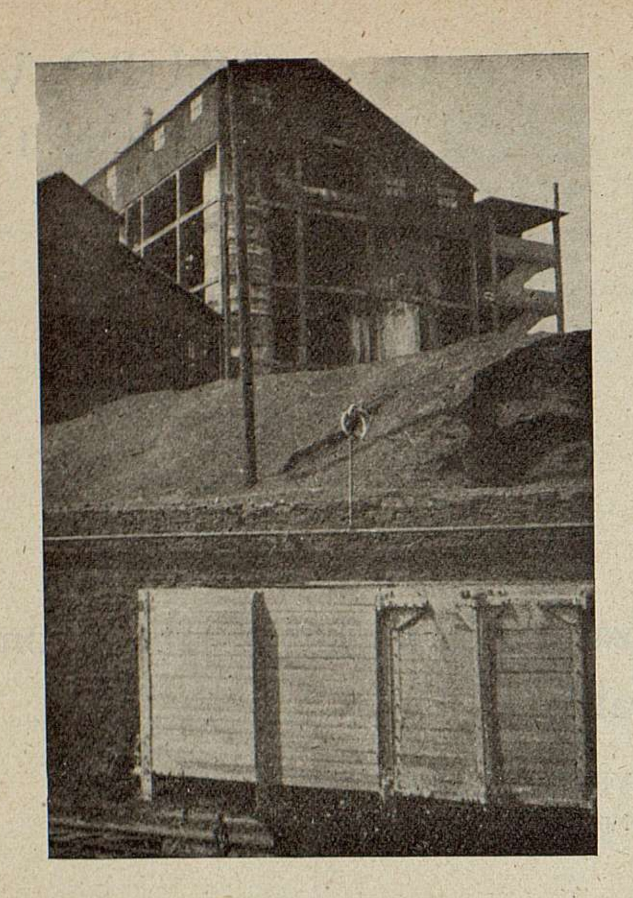


Fig. 1

tratamientos que hayan sufrido. En primer lugar, dependen de las características de las piritas, de las cuales proceden. He aquí algunos análisis químicos de estas piritas de Huelva, de distintas minas:

| Cuerpo | I | II | III |
|---|---|---|---|
| S ... ... ... ... ... | 47,26 | 45,6 | 48 |
| Fe ... ... ... ... ... | 45,00 | 39,7 | 40 |
| $SiO_2$ ... ... ... ... | 2,00 | 11,1 | 5,67 |
| Cu ... ... ... ... ... | 2,70 | 1,80 | 3,40 |
| Ph ... ... ... ... ... | 0,12 | 0,58 | 0,82 |
| As ... ... ... ... ... | 0,83 | 0,26 | 0,21 |
| Bi ... ... ... ... ... | 0,37 | — | — |
| Zn ... ... ... ... ... | 0,25 | 0.30 | 0,01 |
| Ag ... ... ... ... ... | 0,04 | — | — |
| Au ... ... ... ... ... | 0,09 | — | — |
| CaO ... ... ... ... | — | 0,14 | 0,22 |
| $Al_2O_3$ ... ... ... | 0,23 | — | — |
| $H_2O$ ... ... ... ... | — | 0,17 | 0,91 |

Del examen de las propiedades de sus diversos componentes deduciremos la importancia que tienen en su tratamiento en los hornos altos.

El azufre se elimina en su mayoría, en la tostión empleada en la fabricación del anhídrido sulfuroso; no obstante, queda un azufre residual que raramente baja del 1,5 %. Además, a la intemperie se forma sulfato ferroso que, con la lluvia, se elimina. Con lo cual, la ley del azufre residual sufre sensible merma.

El hierro, como consecuencia de la eliminación del azufre, y pese a su peroxidación, experimenta incremento, que lo eleva a más del 60 %.

El cobre experimenta ligero incremento, como consecuencia de la merma en azufre.

Los demás cuerpos experimentan ligeras variaciones, según su grado de volatilización.

El cobre que contienen las piritas empleadas en la fabricación del ácido sulfúrico nunca pasa del 2 %, ya que de las de más ley se beneficia aquél por tratamiento en convertidores o en hornos de cuba, o bien por procedimiento de cementación en pilas. En general, el cobre que contienen las cenizas baja rápidamente, debido a los continuos lavados que experimentan en su exposición a la intemperie. En las cenizas viejas de la Sociedad Ibérica del Nitrógeno, el valor medio del contenido en cobre ha sido de 0,03 %, es decir, que puede considerarse nulo.

En los «morrongos», que son cenizas de pirita obtenidas en el siglo pasado por el brutal procedimiento de «las teleras», el Cu medio no pasa del 0,07 %.

El tamaño y granulación depende igualmente de que la pirita de la cual proceden haya sido descobrizada por cementación; éstas tienen, en general, muchos finos, lo que las hace menos apetecibles a los compradores.

La granulometría media de las cenizas de S. I. N. es:

| Tamaño m/m. | % |
|---|---|
| 8 | 6,86 |
| 8-5 | 9,44 |
| 5-2 | 25,3 |
| 2-1 | 11,1 |
| 1-0,5 | 7,90 |
| 0,5 | 39,4 |

Como se ve, la granulometría las hace impropias para su empleo directo en el H. A.

La composición química de 3 muestras de S. I. N. es:

| Cuerpo | Muestra media | I | II |
|---|---|---|---|
| Fe ... ... ... ... ... | 61,3 | 61,14 | 59,2 |
| S ... ... ... ... ... | 1,72 | 1,57 | 2,00 |
| Cn ... ... ... ... ... | 0,03 | — | 0,26 |
| $SiO_2$ ... ... ... ... | 3,81 | — | 4,00 |
| Ph ... ... ... ... ... | — | — | 0,39 |





| Cuerpo | Muestra media | I | II |
|---|---|---|---|
| As ... ... ... ... | — | — | 0,21 |
| Mn ... ... ... ... | — | — | 0,08 |
| P ... ... ... ... | — | — | 0,021 |
| Humedad ... ... | 7,25 | 5,46 | — |

Su composición tampoco permite el uso directo en los hornos altos.

## INCONVENIENTES DE LAS IMPUREZAS

Desde el punto de vista siderúrgico, la existencia de azufre, arsénico, cobre, plomo y cinc las desvaloriza, ya que la concentración de estos cuerpos en el acero no puede pasar de ciertos límites, dependientes del uso a que aquél se destine.

El contenido en azufre lo hace inutilizable; por tanto, debe buscarse un procedimiento de rebajarlo a cifras lo más bajas posibles, siempre inferiores a 0,25. Si se van a beneficiar en hornos con carbón vegetal, la eliminación debe hacerse totalmente.

Como el contenido en As del lingote no afecta en grado sumo a las propiedades de las piezas obtenidas por fundición de aquél, nos fijaremos únicamente en las cualidades de los aceros obtenidos con esta clase de lingotes.

Los experimentos de Tucker, Harbord y Stead prueban que los aceros con menos de 0,15 % As no están afectados sensiblemente por la variación de dicho elemento, que sus cualidades mecánicas son buenas y que la laminación y forja se ejecutan sin anomalías de ninguna clase. A partir de 0,17 % As, las propiedades físicas se hacen cada vez peores, tanto más cuanto más As contiene.

No obstante, la soldabilidad por presión en caliente se hace difícil aun en pequeñas cantidades de As, y llega a hacerse casi imposible con 0,25 % As.

El plomo se volatiliza en un 50 % antes de llegar al crisol, y es arrastrado con el gas. El resto, debido a su mayor densidad, se acumula debajo del hierro en el fondo del crisol, donde, parte, pasará a saturar el refractarios, y, el resto, saldrá del horno cuando se deje de soplar en los finales de sangría, y se volatiliza y oxida en su totalidad, debido a su elevado recalentamiento.

Respecto a su comportamiento con el hierro, no hay nada que temer, ya que no se alea con él, pues excepcionalmente se citan contenidos en plomo de 0,002 % en el arrabio producido con minerales plumbíferos.

El cobre es casi siempre perjudicial, tanto en moldería como en afino. En el «Martín» básico se limita el contenido a 0,06 %. Unicamente es beneficioso en algunas clases de aceros, en los que favorece la defensa contra la corrosión.

## ELIMINACIÓN DE LAS IMPUREZAS

La eliminación del arsénico en el horno alto sólo se puede efectuar en pequeñísima parte, debido a que no se presenta en el mineral en estado libre (con lo que se volatilizaría a 450°), sino que se encuentra en la forma del sulfoarseniuros de hierro, los cuales se empiezan a descomponer a unos 700° C., formándose sulfuro arsenioso, que, en contacto con el CaO y FeO, se fijan en su mayoría, formando compuestos arsenicales de hierro y de calcio que, por su desdoblamiento en la zona de almacenamiento se incorporan al hierro.

Según los estudios de Pattinson y Stead, pasa al lingote el 95 % del As, contenido en el mineral.

El azufre se elimina fácilmente en el horno alto, siempre que el contenido pueda ser absorbido por la cantidad y calidad de la escoria. Es decir, depende del azufre contenido en la carga. En todo caso, su eliminación requerirá consumos extras de coque, salvo en el caso de desulfuración exterior del caldo en el que se verificará por el tratamiento con carbonato sódico. Por todo ello es conveniente rebajar al máximo posible su cuantía.

En general, el mejor procedimiento de tratar las cenizas, para eliminarlas de sus impurezas, lo constituye la tostión aglomerante por los sistemas «Dwiglit-Lloyd», «Greenawalt» y similares.

La eliminación del azufre se realiza en forma de $SO_2$ con facilidad, ya que los granos de cenizas de pirita son muy porosos, y, por tener poca ganga, su punto de fusión es muy elevado, lo que hace que su superficie sea muy permeable al aire.

La desulfuración es contrariada por el exceso de cal y de combustible, si los contenidos de azufre son elevados. Con contenidos de azufre del orden de 0,5 % la desulfuración se realiza con igual eficacia, estando





el S bajo forma de sulfuro de hierro o de sulfato de cal.

El arsénico contenido en forma de SAsFe se elimina fácilmente, debido a que el aire rodea perfectamente a los granos de mineral fino, con lo cual gran parte de aquél se transforma en $As_2O_3$, que es absorbido por el aspirador, y el resto, peroxidándose, origina $As_2O_5$ que, a su vez, se fija en su mayoría con el hierro, en forma de arseniato; forma bajo la cual pasa el material aglomerado, en cuantía dependiente de la reductibilidad aportada por el polvillo de coque y la existencia de gases susfurosos. La cal contraría igualmente su eliminación.

## RECUPERACIÓN DEL COBRE

En el caso en que hubiera que eliminar el cobre debido a que su concentración en el lingote motivase un contenido inadmisible en el acero, o, también, en el caso en que su contenido hiciese rentable su recuperación, entonces se procederá al aprovechamiento del cobre utilizando cualquiera de los diversos procedimientos usados para dicho fin.

A este objeto cabe señalar que, tratándose de beneficiar el hierro de las piritas, será lógico pensar en si la recuperación del cobre será más beneficiosa antes o después de la extracción del azufre. Es decir, si será necesario tratar las piritas a bocamina, o bien, las cenizas a pie de fábrica. Lo primero tiene como inconveniente las mermas que se producen en el tonelaje de piritas tratadas, que vienen a ser del orden del 20 %. También se produce aumento de los tamaños finos, lo que las desvaloriza igualmente.

Este procedimiento, llamado de cementación, consiste en formar grandes pilas con pirita triturada, en las cuales se forma un enrejado de conductos a base de trozos gruesos, por los que pueda penetrar el aire. Por la parte superior se riegan por pulverización, con agua procedente de las minas de pirita, las cuales, en contacto con el oxígeno del aire, van aumentando su concentración en sulfato férrico, que ataca a los sulfuros y óxidos de cobre, poniéndolos en disolución.

De estas aguas ricas en sulfato de cobre se precipita el cobre con chatarra, y así se recupera el cobre en la clase denominada «cáscara».

En esta operación se eliminan, por término medio, el 75 % del cobre y cinc y el 25 % del arsénico.

La recuperación del cobre de las cenizas se realiza, bien por el procedimiento de la tostión clorurante, o por el de lixiviación en tanques.

El primero consiste en tostar las cenizas de pirita, previa mezcla con un 16 % de sal común. Las cenizas para este tratamiento se dejan con un azufre residual del 3 al 4 %. En esta forma las materias que hay que tratar son: Una masa enorme de peróxido de hierro, y unas pequeñas cantidades de monosulfuro de hierro y de sulfuro cuproso.

El azufre, en contacto con el $O_2$ del aire caliente, se transforma en $SO_2$, que con el ClNa y vapor de agua, dan ClH y $Cl_2$ que solubilizan el cobre en forma de cloruro y oxicloruro. Después se lixivian estas cenizas y, por último, se cementan las aguas con chatarra.

Queda el $Fe_2O_3$ con riqueza en cobre de 0,3 % desprovista en su totalidad de azufre y su mayor parte del plomo y cinc.

El procedimiento de lixiviación consiste, simplemente, en introducir las cenizas en unos tanques, y someterlas a una serie de lavados consecutivos hasta lograr una concentración adecuada de las «aguas verdes». Entonces se procede a la precipitación del cobre por cementación y se obtiene la chatarra de cobre.

De estos tipos de recuperación del cobre de las cenizas tenemos en España una planta-piloto en Bilbao, construída por la Sociedad Española de Construcciones Electro-Mecánicas. El sistema empleado es el de tostión clorurante. Del sistema de lixividación en tanques existe igualmente una instalación en la fábrica «Cros», de Málaga.

## AGLOMERACIÓN DE LAS CENIZAS DE PIRITA

Hayan sido o no descobrizadas las cenizas es preciso aglomerarlas, ya que su estado pulverulento las hace impropias para la carga de los hornos altos. Para ello puede utilizarse cualquiera de los muchos sistemas que existen. Así, ha sido muy utilizado el procedimiento «Gröndal» de fabricar briquetas y cocerlas en hornos-túnel. Este procedimiento resulta muy apropiado en este caso, por tratarse de un óxido de hierro con ganga escasa y poco fusible. La resisten-





cia de estas briquetas cocidas es de unos 100 kg/cm², y contienen de 30 a 40 % de poros. Un horno de 70 metros puede dar unas 140 Tm/día. Este procedimiento tiene el grave inconveniente de su precio de coste, derivado de las muchas manipulaciones que experimentan los materiales que se deben aglomerar, sobre todo en las operaciones de prensado y secado. Para evitar ese inconveniente está en período de experimentación, en la actualidad, un procedimiento continuo de secado y prensado, con resultados muy prometedores.

En la actualidad, la casi totalidad de cenizas de pirita que se aglomeran se tratan en instalaciones de los tipos «Dwight-Lloyd», «Greenawalt» o similares.

Esta preferencia sobre este sistema es debida a que al mismo tiempo que se efectúa su aglomeración, más económicamente que con otros procedimientos, se realiza una eliminación de impurezas muy importante, que, en el caso del azufre, pasa del 90 %.

En este sistema, como es bien conocido, el material que se ha de aglomerar se mezcla con una cantidad determinada de combustible y de agua, y así se logra una mezcla muy homegénea y esponjosa, que se coloca sobre un emparrillado, cuya parte inferior está acoplada a la aspiración de un ventilador.

Para comenzar la aglomeración basta iniciar la combustión de la mezcla mediante un mechero de gas que se coloca en la superficie de la carga. Aspirando el aire con el ventilador la combustión de la carga se propaga hasta llegar a la parrilla, y, en ese momento, se da por finalizada la operación.

Las aristas de los granos de cenizas, así como los granos más finos de éstas y la ganga que las acompaña, sufren una fusión incipiente, y se produce desacuñamiento entre los granos colindantes mutuamente apoyados o agrumados entre sí. Simultáneamente, estos granos son empujados por la fuerte corriente de aire aspirado, y, apoyándose en otros más o menos fundidos, provocan su agrupación con ellos, la cual va haciéndose cada vez más sólida, a medida que el frente de combustión vaya avanzando.

En este proceso, los principales factores que influyen en la calidad y cantidad de aglomerado producido son:

1) Cantidad y calidad del combustible.
2) Porcentaje de finos menores de 0,5 mm.
3) Agrumabilidad de la mezcla a aglomerar.
4) Porcentaje de humedad.
5) Cohesión de la mezcla desecada.
6) Permeabilidad de la mezcla.
7) Granulometría de la carga.
8) Porcentaje de finos de retorno.
9) Altura óptima del lecho.
10) Depresión de la aspiración.
11) Temperatura de reblandecimiento de los componentes.
12) Temperatura de fusión de los componentes.

Por lo cual, para proceder a la aglomeración racional de las cenizas de pirita es necesario estudiar cada uno de estos factores aisladamente, y con relación a los otros. Esa labor nos viene facilitada enormemente por los conocimientos adquiridos en la aglomeración con minerales de los más variados tipos.

## AGLOMERACIÓN DE LAS CENIZAS DE PIRITA EN LA PLANTA-PILOTO DE AGLOMERACIÓN DE LA FELGUERA

Esta planta-piloto, anexa al taller de hornos altos de la Sociedad Metalúrgica Duro-Felguera, dispone de 2 pilas del tipo «Greenawalt», con una superficie de 2,2 m² c/u. Cada una está unida a un ventilador

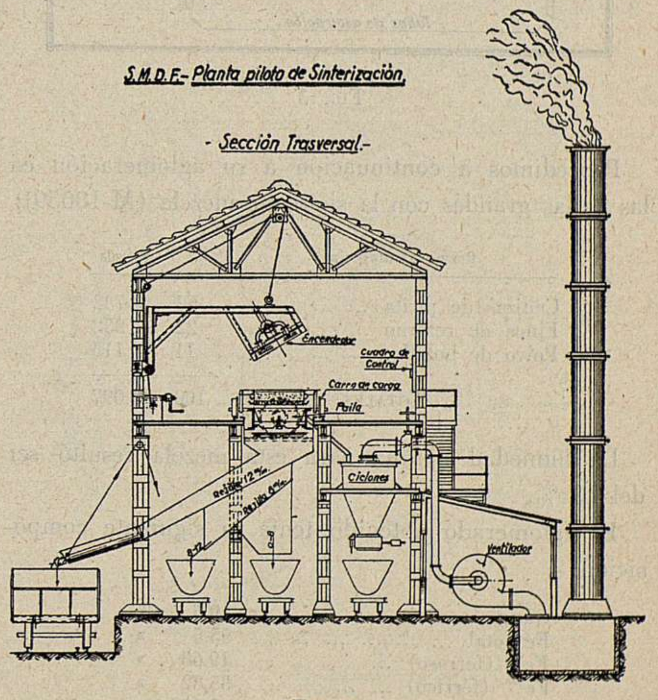



Fig. 2

de 4.500 m³ N/h, con depresión de 1.250 mm. de columna de agua.

Los primeros tanteos se realizaron en una pailita de ensayo, formada por un tubo de hierro fundido de 150 mm., y con ellos se dedujo la necesidad de mantener un % mínimo de combustible para lograr una buena desulfuración. Igualmente se observó que, al darse por terminada la aglomeración, casi toda la masa de aglomerado continuaba al rojo, y que, al volcarlo, desprendía abundantes vapores de $SO_2$, produciéndose una gran cantidad de tamaños pequeños.

Como la pailita pequeña daba cantidad exagerada de finos en la zona periférica, se procedió a colocarla en el interior de la paila grande, la cual se cargaba con la carga del mineral que se estuviese aglomerando. En esta forma, al no experimentar enfriamiento las paredes, el porcentaje de fino disminuyó, pero siguió siendo excesivo.

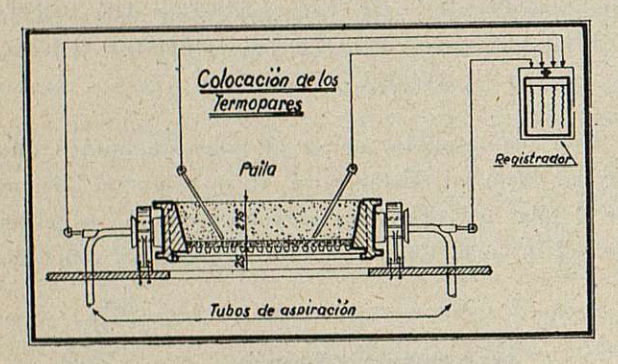



Fig. 3

Procedimos a continuación a su aglomeración en las pailas grandes con la siguiente mezcla (M-18059):

| Primeras materias | % | Kg/paila |
|---|---|---|
| Cenizas de pirita ... ... ... ... | 67 | 732 |
| Finos de retorno ... ... ... ... | 22 | 252 |
| Polvo de botellón ... ... ... ... | 11 | 113 |
| Totales ... ... ... | 100 | 1.097 |

La humedad óptima para esta mezcla resultó ser del 10 %.

El aglomerado obtenido tenía la siguiente composición:

| | | |
|---|---|---|
| Ganga ... ... ... ... ... ... ... ... | 9,6 | % |
| Fe total ... ... ... ... ... ... ... | 55,5 | » |
| Fe'' (ferroso) ... ... ... ... ... | 19,68 | » |
| Fe''' (férrico) ... ... ... ... ... | 35,82 | » |
| S ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,092 | » |

Lográndose una desulfuración del 92,2 %.

Al objeto de estudiar los fenómenos que se presentasen durante la aglomeración, procedimos a introducir 2 cañas pirométricas, en 2 puntos de la mezcla que se había de aglomerar. Las temperaturas registradas son inferiores a las de la mezcla, debido a que sufren un enfriamiento por la corriente de aire descendente y por conductibilidad a través de las fundas de las cañas. No obstante, nos indicaron perfectamente el desarrollo de la prueba. Ambas temperaturas, así como la de los humos aspiradores, las registramos en un registrador «Siemens» de 6 campos.

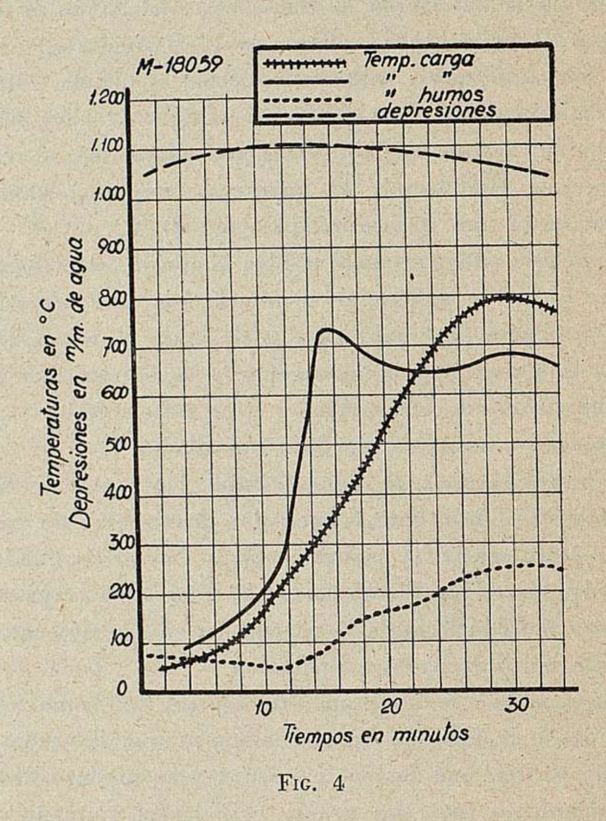



Fig. 4

Igualmente anotamos las depresiones en la tubería de aspiración. En las curvas resultantes se ve que la mezcla ha quemado mal a los 30 minutos de encendida, y que la permeabilidad ha sido mala. La mezcla se ha comportado de muy diferente manera en los 2 puntos observados, como lo denota la gran separación de las curvas de la temperatura.

Al objeto de mejorar la marcha de la aglomeración, logrando una mayor velocidad de combustión, procedimos a la adición de cal con la siguiente mezcla: (M-19059).

| | % | Kg/paila |
|---|---|---|
| Cenizas de pirita ... ... ... ... | 50 | 550 |
| Finos de retorno ... ... ... ... | 20 | 220 |
| Polvo de botellón ... ... ... ... | 20 | 220 |
| Cal ... ... ... ... ... ... ... ... | 10 | 110 |
| TOTALES ... ... ... | 100 | 1.100 |

Obteniendo resultados algo mejores que con el anterior, pero quedando el aglomerado excesivamente caliente a los 30 minutos del encendido.

La granulometría de la mezcla fué:

| | |
|---|---|
| 10 mm. ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 16,4 % |
| Entre 10 y 5 » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 16 2 % |
| » 5 y 2 » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 22,1 % |
| » 2 y 1 » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 8,7 % |
| » 1 y 0,5 » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 8,5 % |
| Menor de 0,5 » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 28,1 % |

Los análisis de la mezcla y del aglomerado en % fueron:

| Cuerpo | Mezcla | Aglomerado |
|---|---|---|
| Ganga ... ... ... ... ... | 10,85 | 9,15 |
| Fe ... ... ... ... ... ... | 49,67 | 57,22 |
| S ... ... ... ... ... ... | 0,92 | 0,075 |
| $CO_2$ ... ... ... ... ... ... | 1,28 | — |
| C ... ... ... ... ... ... | 5,83 | — |
| Humedad ... ... ... ... | 12,30 | — |
| CaO ... ... ... ... ... ... | — | 3,65 |
| Fe'' (ferroso) ... ... ... | — | 14,87 |

La desulfuración fué del 92 %.

La cantidad de tamaños finos siguió siendo exagerada, estimada en más del 50 % de tamaños menores de 10 mm.

Por todo ello, se prescindió de aglomerar las cenizas solas y se las mezcló con otros minerales de fácil aglomeración. Se ensayó con Llumeres, con la siguiente mezcla: (M-21059).

| | % | Kg/paila |
|---|---|---|
| Llumeres ... ... ... ... ... ... | 32 | 450 |
| Cenizas ... ... ... ... ... ... ... | 32 | 450 |
| Finos de retorno ... ... ... ... | 20 | 280 |
| Polvo de botellón ... ... ... ... | 16 | 220 |
| SUMA ... ... ... | 100 | 1.400 |

Obteniendo un aglomerado bastante consistente, mucho mejor quemado, y lográndose una desulfuración del 94,1 %.

En las curvas de marcha, se observa que la aglomeración se terminó a los 26 minutos con perfecta combustión y permeabilidad, aunque con desigualdad de marcha en los 2 puntos ensayados.

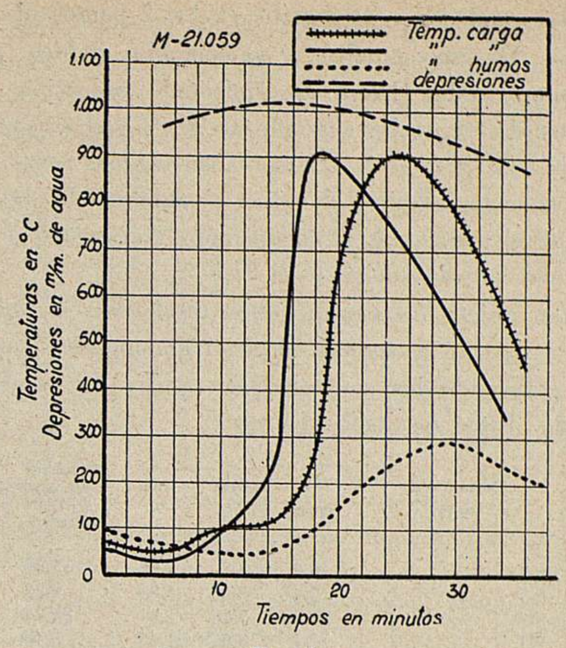



FIG. 5

Por todo ello, al objeto de uniformizar más la carga, mejorando su esponjamiento, efectuamos la carga, separando sus partículas mediante una criba en vibración colocada sobre las pailas, procedimos a aglomerar con la misma mezcla anterior, y obtuvimos las correspondientes curvas (M-23059). En ellas se observa mejoría en la calidad del aglomerado, disminución del tiempo de aglomeración y homogeneidad manifiesta

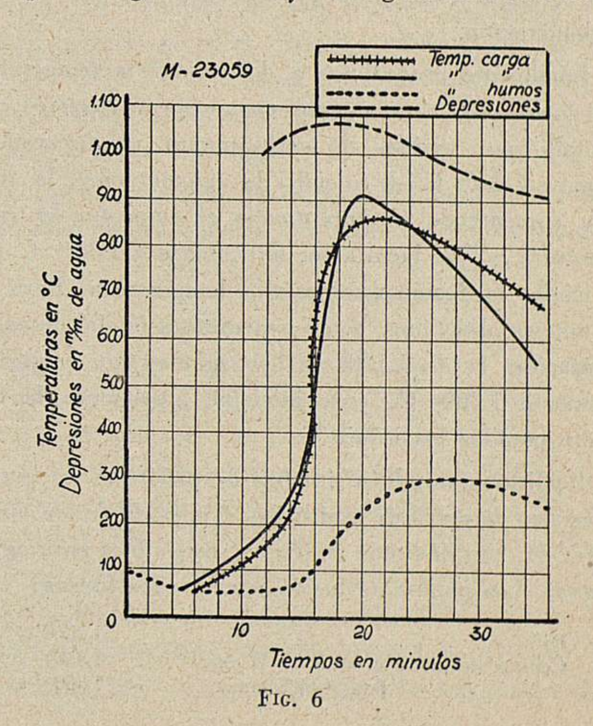



FIG. 6

de las condiciones de marcha en los 2 puntos observados. En estas pruebas el aglomerado, si bien, por término medio, había experimentado reducción del contenido en azufre superior al 90 % del existente en la mezcla, todavía se observaban algunas zonas excesivamente calientes al volcar el aglomerado. Igualmente el porcentaje de aglomerado grueso mayor de 10 mm. era de solamente el 71,5 %.

Con objeto de mejorar estos resultados, se procedió a separar las cenizas de pirita granulométricamente, ensayando los contenidos en azufre de cada tamaño. Estos resultados fueron:

| Tamaño en mm | % en peso | Ganga % | Azufre % | Contenido en azufre respecto al total del conjunto, % |
|---|---|---|---|---|
| > 8 ... ... ... ... | 6,86 | 3,80 | 4,86 | 17,30 |
| 8-5 ... ... ... ... | 9,44 | 3,30 | 1,88 | 9,23 |
| 5-2 ... ... ... ... | 25,30 | 3,48 | 1,84 | 24,34 |
| 2-1 ... ... ... ... | 11,1 | 3,97 | 1,45 | 8,40 |
| 1-0,5... ... ... ... | 7,9 | 4,75 | 1,29 | 5,30 |
| < 0,5... ... ... ... | 39,4 | 4,15 | 1,72 | 35,43 |
| Conjunto... ... ... | 100,00 | 4,18 | 1,91 | 100,00 |

En ellos vemos que los granos mayores de 8 mm. contienen el 17,3 % del azufre de las cenizas, a pesar de figurar solamente con el 7 % del peso total.

De aquí se deduce la conveniencia de triturar esos tamaños mayores de 8 m/m. si queremos obtener mejor desulfuración y carga más fina al final de la aglomeración.

Igualmente procedimos a determinar la temperatura de fusión, primeramente, en un horno eléctrico calentado por varillas de carborundun, y observamos que, a 1.000° C. se iniciaba la aglomeración, la cual iba aumentando su importancia al aumentar la temperatura, y que llegó a ser muy fuerte a 1.300° C. Se iniciaba la fusión pasada esta temperatura. Para el Llumeres obtuvimos, como temperatura inicial de aglomeración, la de 1.100° C.; se aglomeraba completamente a 1.300° C., y se iniciaba, igualmente, la fusión, pasados los 1.300° C.

Realizamos también pruebas de fusión en un horno eléctrico de polvo de grafito por el método de los conos «Seger», con distintos minerales disponibles para aglomerar. Los puntos de fusión encontrados fueron:

| | |
|---|---|
| Rif ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.360° C. |
| Cenizas de pirita gruesas (> 8 mm.) ... ... | 1.360° » |
| » » » finas (0-0,5 mm.) ... ... ... | 1.360° » |
| Finos de Andaluza ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.2[illegible]0° » |
| » » San Luis ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.330° » |
| » » Llumeres capa 1 ... ... ... ... ... | 1.320° » |
| » » » » 4 ... ... ... ... ... | 1.350° » |
| Aglomerado de Llumeres ... ... ... ... ... ... | 1.340° » |
| » » cenizas ... ... ... ... ... ... | 1.350° » |
| » » manganesífero ... ... ... ... | 1.380° » |

Resultados concordantes con los obtenidos por los franceses G. Charpy y R. Clavére, pues éstos dan, como temperatura de fusión de las cenizas, la de 1.300° C. Igualmente demuestran estos autores la necesidad de alcanzar la temperatura de 1.300° C., si se quiere conseguir un aglomerado resistente.

Igualmente son concordantes los resultados obtenidos en la eliminación del azufre, ya que señalan las mejores desulfuraciones para temperaturas más altas, y aconsejan igualmente, llegar a los 1.300° C. Dedujeron que la eliminación del arsénico se realizaba con idéntica facilidad, pero que sucedía lo mismo con el cobre y con el cinc. Asimismo, demostraron que la eliminación del plomo se realiza muy bien, sobre todo en contacto con cloruros. Cenizas mojadas con agua de mar perdieron el 50 % de su contenido en plomo a 1.100° C., y la casi totalidad a 1.250° C.

Por todo ello, procedimos a aglomerar las cenizas teniendo en cuenta estos hechos; añadimos, igualmente, cal apagada, al objeto de mejorar la agrumación y cohesión de la mezcla y, por tanto, reducir el tiempo necesario para la aglomeración. A falta de molino con el que triturar los granos de cenizas mayores de 8 m/m., procedimos a su separación por cribado.

Efectuamos la carga esponjada utilizando la vibración anteriormente indicada, y conseguimos una densidad de la carga de la paila de 1,27 contra 1,67, que tenía la mezcla sin vibrar.

La mezcla utilizada fué la siguiente: (M-24059).

| Primeras materias | % | Kg/paila |
|---|---|---|
| Cenizas de pirita ... ... ... | 30,5 | 345 |
| Finos de Llumeres ... ... ... | 30,5 | 345 |
| Finos de retorno ... ... ... ... | 18 | 203 |
| Cal apagada en polvo ... ... | 5 | 56 |
| Polvo de botellón ... ... ... ... | 26 | 181 |
| TOTALES ... ... ... | 100 | 1.130 |

La humedad de la mezcla fué de 9,3 %.

Se consiguió un aglomerado perfectamente homogéneo, bien quemado en toda su masa, y que apenas presentaba zonas candentes al volcarlo de la paila a los 30 minutos del encendido. Se obtuvo el 73,6 % de aglo-





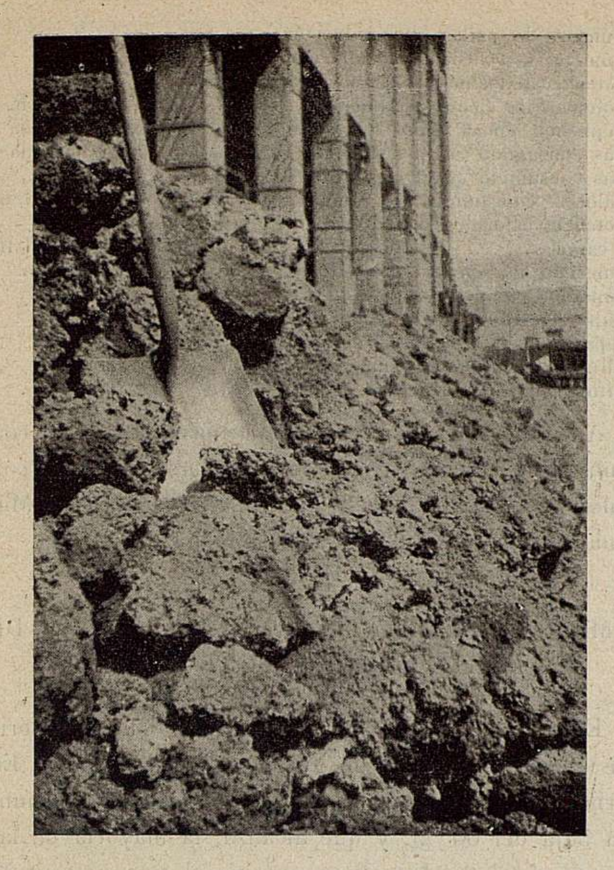


FIG. 7

merado grueso mayor de 10 mm. $\phi$, y una desulfuración del 95,3 %.

Las temperaturas y depresiones registradas durante los 30 minutos que duró la operación se indican en la adjunta figura. En este caso medimos la temperatura de la carga con un solo termopar de Cr-Cr-Ni, por no disponer de otro más adecuado de Pt-Pt.Ro. En vez de la funda de acero inoxidable protegimos simplemente a los hilos del termopar con una ligera capa de cemento refractario, y así pudimos obtener temperaturas más acordes con la realidad, si bien a costa de inutilizar el termopar en el tercer ensayo.

La curva de las depresiones nos indica que el encendido duró 3 minutos, y que la permeabilidad fué muy buena y en aumento.

La curva de temperatura de la carga nos muestra una punta muy aguda, que denota rápidos calentamientos y aglomeración. Considerando que a 1.100° C. la mayor parte de los granos inician el reblandecimiento, vemos que la duración de estado plástico viene medido por la abscisa correspondiente a esa temperatura y comprendida entre las ramas ascendente y descendente de la curva, con valor de 2 $^1/_2$ minutos. El punto máximo de esta curva se alcanza a los 17

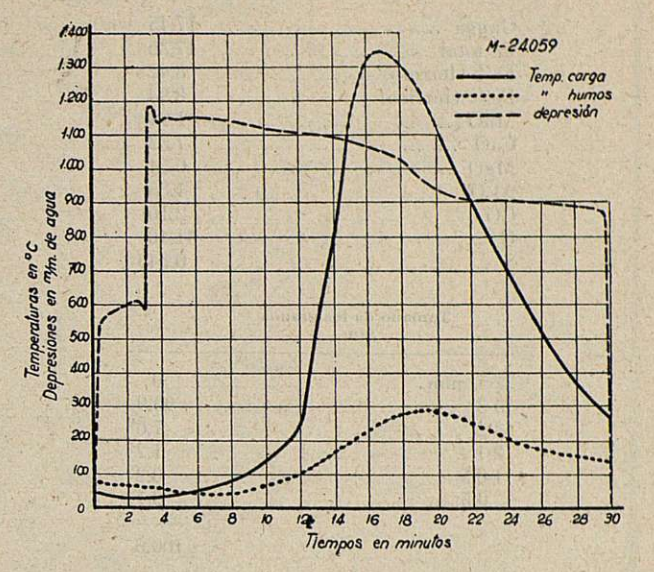



FIG. 8

minutos. Este tiempo corresponde al de la producción máxima teórica, ya que, en ese momento, la zona de fuego ha alcanzado al punto de soldadura del termopar, colocado a cinco centímetros de la parrilla. Como tiempo real de aglomeración pueden tomarse perfectamente 26 minutos, ya que entonces el aglomerado en la zona de parrillas tiene solamente la temperatura de 500° C., a la cual ya tiene suficiente resistencia para soportar la descarga de las pailas, sin que se produzcan muchos menudos.

Como la carga tenía de espesor 300 mm., resulta una velocidad de propagación del frente de combustión de:

$$\frac{300 - 50}{17} = 147{,}7 \text{ mm/mín.}$$

Calculando para una instalación moderna un tiempo de carga y vuelco de la paila de 3 minutos, resulta un tiempo de aglomeración de 29 minutos, en los que la producción de aglomerado grueso sería de 814 kgs. Lo que representa una producción específica de 370 kg./m$^2$ y hornada. En trabajo continuo la producción sería de 765 kg./m$^2$/h. y 18,4 Tm./m$^2$/24 horas.

En todas estas pruebas el combustible utilizado ha sido, exclusivamente, el coque obtenido en el polvo de «botellón», que es el procedente de la depuración físi-





ca primaria del gas de tragante de los hornos altos y recogido en el recipiente llamado, botellón.

Su análisis químico y granulométrico es:

| Cuerpo | % |
|---|---|
| Ganga | 17,45 |
| Fe total | 17,36 |
| Fe'' (ferroso) | 8,42 |
| Fe''' (férrico) | 8,94 |
| MnO | 1,94 |
| CaO | 7,33 |
| MgO | 0,54 |
| $Al_2O_3$ | 1,85 |
| $CO_2$ | 2,16 |
| C | 41,40 |
| S | 0,343 |

| Tamaño de los granos mm. | % |
|---|---|
| > 5 mm. | 0 |
| 5-3 | 90,9 |
| 3-2 | 7,6 |
| 2-1 | 1,2 |
| 1-0,5 | 0,2 |
| < 0,5 | 0,1 |
| | 100,0 |

Como vemos, las características, tanto químicas como físicas, son inmejorables. Destaca la ventajosa particularidad de ser la totalidad mayor de 0,5 mm., condición extraordinariamente favorable para lograr velocidades de aglomeración elevadas.

La composición química media de los humos fué:

| | |
|---|---|
| $CO_2$ | 2,76 % |
| $O_2$ | 17,30 % |
| $SO_2$ | 0,23 % |
| $N_2$ | 79,71 % |

La prueba de dureza realizada mediante el aparato «Shatter» empleado para determinar la del coque partiendo de aglomerado > 50 mm. dió el siguiente resultado:

> 50 mm. $\phi$ = 76 %
50-10 » » = 10 %
< 10 » » = 14 %

Repetida la prueba con 76 kg. de mayor de 50 mm., obtenido en la prueba anterior, dió:

> 50 mm. $\phi$ = 53 kg.
50-10 » » = 15 »
< 10 » » = 8 »

Esto nos dice que, aunque sufra el aglomerado 2 caídas sucesivas de 1,80 m. de altura, el porcentaje de tamaños menores de 10 mm. sólo alcanza al 22 %.

Las características de marcha de la planta-piloto durante estas pruebas, fueron:

| | |
|---|---|
| Número de pailas en producción | 2 |
| Número de ventiladores empleados | 1 |
| Potencia de los motores de los ventiladores | 60 c. v. |
| Volumen de viento aspirado | 4.500 $m^3$ N/h. |
| Depresión en el oído del ventilador | 1.250 mm. agua |
| Gas consumido en el encendido | 16 $m^3$/hornada |
| Gas consumido en el encendido | 19,7 $m^3$/tn. |
| Calorías consumidas en el encendido | 88,2 × $10^3$ Kcal/tn. |
| Potencia calorífica del combustible de la carga | 745 × $10^3$ Kcal/tn. |
| Consumo de energía eléctrica | 33,7 kw-h/tn. |
| Superficie total de cada paila | 2,2 $m^2$ |
| Superficie libre de aspiración | 13,7 % |
| Separación entre parrillas | 8 mm. |
| Altura del lecho del fondo | 20 mm. |
| Altura total de la carga | 300 mm. |

Además del aglomerado de cenizas de pirita con finos de Llumeres, se realizaron diversas pruebas con finos de Rif, Andaluza y Manganesífero de 6 % Mn, todas ellas con resultados satisfactorios.

## EMPLEO DEL AGLOMERADO DE CENIZAS DE PIRITA EN LOS HORNOS ALTOS

El aglomerado de cenizas de pirita tiene una serie de ventajas sobre el de los minerales corrientes. En primer lugar, destaca su riqueza en hierro, que nunca baja del 60 %, y que alcanza, la mayoría de las veces, al 63 %. Esto lleva consigo el enriquecimiento de los lechos de fusión y, con ello, disminuciones muy notables de los consumos específicos de coque y de caliza.

Para una mezcla a base de 25 % de este aglomerado y un 75 % de minerales corrientes se obtienen las siguientes cifras comparativas con relación al obtenido sin aglomerado de cenizas:

| Concepto | Lecho ordinario | Lecho con 25 % de cenizas |
|---|---|---|
| Consumo de minerales, Kg/tn. | 1.820 | 1.720 |
| » » caliza » | 570 | 482 |
| » » coque » | 1.190 | 1.095 |
| Rendimientos de los minerales, % | 55 | 58,2 |
| » del lecho de fusión, % | 41,8 | 45,5 |
| Producción de escoria Kg/tn. | 805 | 663 |

En resumen, se obtiene muy notable disminución en los consumos de los minerales, caliza y de coque, que, con precios medios de 100,20 y 364 ptas./tm., suponen economía de 28,80 ptas/tm. de arrabio, contando con que el aglomerado utilizado fué de 455 kg./tm., supuesto a un precio de aglomeración de 30 ptas./tm.

Por ello vemos que, aun suponiendo el precio de las cenizas equiparado al de un mineral corriente, ob-





**Situación de las Fábricas Siderúrgicas y de las Consumidoras de Piritas.**

Signos convencionales.
⌧ Fábricas Siderúrgicas.
● id. Consumidoras de pirita.

FIG. 9

tenemos notable disminución en el precio de coste del arrabio.

El beneficio logrado en la producción debe achacarse a dos hechos fundamentales: aumento del rendimiento del lecho de fusión y empleo de aglomerado en lugar de minerales de baja reductibilidad. Por el primer concepto, valoramos la economía de coque en 38,5 kg./tm., o sea, 3,23 %, y por el segundo, en 56,5 kg./tm., o sea 4,75 % del consumo con la carga primitiva.

Pudiera pensarse que las impurezas que quedan en el aglomerado debían limitar el % máximo que precisa emplear en los hornos altos, pero esto se cae por su base, por el hecho de que las impurezas del arrabio se diluyen entre los componentes de la carga en los hornos «Martín Siemens». Así, para una marcha con 60 % de arrabio obtenemos un límite de 38,2 % de aglomerado de cenizas de pirita en el lecho de fusión de los hornos altos, para asegurar un contenido en arsénico en el acero de 0,1 %.

Como argumento de peso, basta señalar el aprovechamiento integral que de las cenizas de pirita hacen las fábricas siderúrgicas extranjeras. Destaca, entre otras, la sociedad italiana I. L. V. A., que en el año 1940 (último normal de funcionamiento) consumió 555.000 tn. de cenizas de piritas y solamente 1.291.000

toneladas de mineral de hierro. Es decir, que utilizó las cenizas y el mineral en la proporción de 43 a 100. Cifras suficientemente elocuentes.

Estas cenizas fueron aglomeradas en la planta «Greenawalt», de Bagnoli, que, con 3 pailas, da 700 toneladas/día de aglomerado, y en la instalación «Dwigrit-Lloyd», de Piombino, capaz para 1.200 toneladas/día de aglomerado.

## DISTRIBUCIÓN DE LOS PROVEEDORES DE CENIZAS

A la vista del plano de situación de las fábricas consumidoras de piritas, es fácil deducir cuáles deben ser las que abastezcan a cada una de las fábricas siderúrgicas españolas. Éstas están concentradas en 4 zonas, con 4 puertos respectivos para llegada de sus primeras materias: Bilbao, Santander, Musel y Sagunto.

En Bilbao, deben consumirse las cenizas producidas en Vizcaya.

En Santander, las producidas en su provincia.

En las fábricas asturianas, las de esta región y las de La Coruña.

Sagunto debe consumir las cenizas producidas en las provincias del litoral levantino. Las producidas en Huelva, Sevilla y Málaga, pudieran tratarse en las fábricas asturianas, puesto que el costo del flete no debe ser fuerte impedimento, ya que, para su transporte, podrían utilizarse los barcos carboneros que cargan en Gijón y ahora regresan en lastre.

Los precios de venta a pie de fábrica productora estarán, como es lógico, subordinados a los de los fletes a los puertos de descarga y gastos de transporte por ferrocarril, complementarios.

Respecto a las cenizas producidas en las fábricas del interior, no puede, por el momento, pensarse en su utilización en los hornos altos actualmente en marcha, ya que los altos precios de los transportes ferroviarios la hacen imposible.

## BENEFICIO DE LAS CENIZAS DE PIRITA POR OTROS PROCESOS SIDERÚRGICOS

Si bien el horno alto es el medio más económico actual para la obtención del hierro, pueden concurrir circunstancias en las que sea económico el beneficio de las cenizas de pirita por otros procesos. A esto puede contribuir el alejamiento de los centros productores, la existencia de cenizas inutilizables y la escasez o altos precios del arrabio.

En España hemos tenido algunos ejemplos de aprovechamiento de cenizas en estos últimos años. La reducción se hizo en hornos eléctricos destinados a la fabricación de acero o carburo cálcico. El precio de coste en todos los casos, si bien fué muy alto, pudo ser fácilmente sobrellevado, gracias a las mayores ventajas que proporcionó el disponer de hierro cuando escaseaba.

Independientemente del horno eléctrico, sólo aconsejable en casos de excepción, existen otros procedimientos muy atrayentes, en nuestro caso, que pudieran utilizarse para aprovechar las cenizas de las fábricas alejadas de la costa. Entre estos procedimientos reseñaremos los más extendidos, como son:

| | |
|---|---|
| Stürzelberg | Kalling |
| Basset | Höganäs |
| Norsk - Staal | Renn - Krupp... |
| Wiberg | |

El tipo adecuado dependerá de las disponibilidades y precio de energía eléctrica y de las características del combustible utilizable.

## PERSPECTIVAS SOBRE EL PORVENIR DEL APROVECHAMIENTO DE LAS PIRITAS

En la actualidad, el ciclo total que siguen las piritas y sus derivados con su tratamiento intermitente, en distintas fábricas y con muchos transportes, está muy lejos de lo que puede considerarse industria integral racionalizada, ya que en un proceso se tuesta para obtener el $SO_2$; en otro, se tratan los gases para fabricar el ácido sulfúrico; en otra fábrica se descobriza, se aglomera en otra, y se reduce en otra.

Por eso, es muy interesante seguir de cerca las modernas pruebas realizadas en el extranjero para efectuar la desulfuración y aglomeración, al mismo tiempo. Ubicando las fábricas de ácido sulfúrico cercanas a las siderúrgicas, con ello se eliminan manipulaciones y transportes, lo que se traduce en grandes economías.

Otro proceso, actualmente en estudio y que puede tener para nuestra nación interés fundamental, a cau-





sa de nuestras inmensas reservas, y a ser nosotros los mayores productores de pirita del mundo, lo constituye el llamado «Flash Roasting», con el cual se racionaliza la utilización integral de las piritas y se obtienen como productos: azufre, ácido sulfúrico, cenizas de pirita aptas para el horno alto y energía eléctrica, en la cuantía nada despreciable de 250 kw./h./tm. de pirita. Cifras que todavía están muy lejanas de las teóricas posibles si se operase según la reacción:

$$2\ S_2Fe + 7{,}5\ O_2 \rightarrow Fe_2O_3 + 4\ SO_3 + 681\ \text{Cal.}$$

En la que el $SO_3$ se obtuviese en disolución.

Esto supone que se dispone de 2.840 cal. por kg. de pirita tratada, o, lo que es igual, 3,3 kw./h.

Para una fábrica que tratase 100 Tm./día, de pirita, la producción teórica de energía podría alcanzar a 330.000 kw./h./día, y, considerando un rendimiento total de solamente 10 %, la energía disponible sería de 33.000 kw./h./día, lo que representa una potencia media de 1.370 kw.

La Felguera, abril de 1950.

# BIBLIOGRAFIA


*Blas Furnace Practice*, by F. Clements, Londres, 1929.

DURRER, R.: *Die Metalurgię des Eisens*, Berlín; 1942.

DURRER, R.: *Trattamento Siderurgico dei minerali di ferro.* Hoepli, Milán, 1942.

*Blast Furnace Practice*, Sweetser, 1938.

PICCININI: *Trattato sulla fabricazione della ghisa e dell acciaio*, Hoepli, Milán, 1943.

ANGLÉS D'AURIAC: *Leçons de Siderurgie.* Dunod, París, 1930.

*Memoria del cincuentenario de la I. L. V. A.* «Alti Forni e accia ierie d'italia», 1947.

*Utilización de lac cenizas de pirita en Italia.* «Chimie et Industrie», noviembre, 1928.

*Minerales in Industry*, W. R. Jones. New York, 1945.

*Ensayos para aumentar la eficacia de las instalaciones de aglomeración Herbert Wittember y Kurt Meyer*, «Stahl und Eisen, núm. 48, 11 de noviembre de 1943.

*Práctica industrial de la aglomeración*, «Stahl und Eisen», 1943; pág. 453.

*Ensayos con un aparato de aglomeración*, por Max Blum. «Sthahl und Eisen», 21 de marzo de 1929.

*Note de Georges Charpy et Renéclavére a l'Academie des Sciencies.* (C. R., t. CCXVIII, núm. 16.)

*Empleo de los aglomerados en la siderurgia sueca*, por Birger Hessle, 1945.

*El mecanismo de la aglomeración sobre rejilla de los minerales de hierro*, por P. E. Henwy. (C. I. T. núm. 11, 1946.)

*Efectos de la adición de cal a los aglomerados.* «Iron and Coral», 2 de julio de 1948; pág. 31.


*Terminada la exposición del trabajo, interviene D. Ricardo Fernández para manifestar que debe huirse del empleo de las cenizas, por los residuos de cobre que contienen, y dada la influencia que éste tiene sobre la solubilidad al permanecer en el acero derivado del lingote, lo que es de gran importancia en los aceros extradulces. El autor del trabajo contesta, de conformidad, que se han de emplear cenizas descobrizadas al límite, y llegar incluso al método integral de aprovechamiento de las cenizas por el método "FLASH-ROASTING".*

*Terminado este estudio, se comienza la exposición del siguiente, núm. 172, por el autor, Sr. Millán del Val.*

# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 172. - Empleo de los residuos de piritas y de mayor cantidad de carbonatos en el horno alto

Autor: D. FRANCISCO MILLÁN DEL VAL
Ingeniero Industrial

## I. INTRODUCCIÓN

### RESERVAS MINERALES

Para nadie es un secreto que los yacimientos minerales de Vizcaya, que hacia fines del pasado siglo y comienzos del actual tan famosos hicieron a los «rubios» de Bilbao, y que por su importancia y calidad fueron capaces de alimentar en gran proporción a la industria siderúrgica inglesa, alemana y belga, principalmente, están agotándose en la actualidad.

Hasta tal punto se han esquilmado ya alguno de los mejores criaderos, que su extracción no puede abastecer en el día de hoy ni a los propios hornos altos de la región, los cuales tienen que recurrir al suministro de minerales de hierro de la vecina provincia de Santander y del Marruecos español.

Las reservas existentes han sido determinadas en diferentes ocasiones por diversos expertos en la materia: Marín (1) estimó que en la región Vizcaya-Santander había unos 60 millones (*) de toneladas de mineral de hierro; otros las calculan en 40 millones.

Pero, cualquiera que sea la cantidad realmente existente, en lo que sí parecen coincidir todos los geólogos, y la realidad lo está comprobando, es que, en Vizcaya, aproximadamente el 80 % de estas reservas las constituye el carbonato de hierro, y que queda tan sólo un 20 % de minerales rubios; de éstos, que cada vez son minerales más menudos, se trata en proporción importante (el Instituto de Industria la cifró hace poco para Vizcaya en algo más de 1 millón de toneladas) de minerales de baja ley en hierro y elevada proporción de sílice: como media, de 39 % de Fe y de 30 % de $SiO_2$.

En la provincia de Santander parece ocurrir algo por el estilo, si bien con grandes reservas en el coto «Dícido», de rubios de bastante buena calidad.

### RESIDUOS DE PIRITAS

Ante esta situación, cada vez es mayor la importancia que para la siderurgia tienen las cenizas de piritas, las cuales se obtienen como subproducto en la fabricación del ácido sulfúrico; constituyen el residuo de la tostación de las piritas y contienen, por tanto, como impurezas la mayor parte de las substancias que,

(*) Por conocer más concretamente el problema siderúrgico de la zona Vizcaya-Santander, a ella me refiero en general en este trabajo.





además del hierro, contenía la pirita y que no se volatilizan durante el proceso de tostación. La peor de estas impurezas es el azufre, y, por su causa, es por la que no ha tenido aplicación en general este subproducto.

Nuestras piritas nacionales proceden de la zona de Huelva. Suele ser su contenido en cobre suficientemente elevado, por lo que se prestan a la extracción de dicho metal; para esto, se someten las cenizas de piritas a tostación clorurante, seguida de molienda y de lixviación de los compuestos de cobre.

Gracias a esta operación el contenido de azufre se reduce todavía bastante más, de forma que estas últimas cenizas ganan mucho en cuanto a su valor como mineral de hierro.

En las cenizas brutas, el contenido de azufre varía con el grado de perfección de la tostación, y suele oscilar entre 2 y 3 %, por lo que no se pueden utilizar en los lechos de fusión del horno alto, más que en muy pequeñas cantidades y con grandes precauciones. Los residuos de piritas, resultantes de la descobrización, contienen tan sólo del 0,4 al 0,6 % y se pueden comparar, en este aspecto, con los carbonatos de hierro calcinados.

Este producto procedente de la extracción del cobre, que en el mercado mundial se designa por «purple ore», tiene un contenido de hierro que oscila del 60 al 65 %, con una proporción de fósforo que nunca pasa del 0,01 %. Pero tiene el inconveniente de su constitución física, al estar integrado por partículas de 0 a 2 mm.

También respecto a este particular pueden compararse los residuos de piritas con los carbonatos calcinados: ambos tienen alto contenido de hierro, con la gran ventaja de muy poca cantidad de fósforo; pero también con dos graves inconvenientes: su gran proporción de azufre y su estado físico.

## LA PREPARACIÓN DE MINERALES.—«SINTERIZACIÓN»

Es frecuente observar en cuantos Congresos, Asambleas y Conferencias se relacionan con la producción del hierro, cómo se dedica atención especial hacia los procedimientos antiguos y nuevos, de obtención directa del arrabio, con la finalidad de incrementar el tonelaje de acero obtenido (aprovechando combustibles inferiores), y, en definitiva, el de productos laminados que se pongan a disposición del mercado.

Así, se habla y se discute acaloradamente acerca del proceso «Renn-Krupp», del «Hoganas», del «Wiberg», del horno alto eléctrico, del de cuba baja, etc.; procedimientos muy interesantes todos ellos, que, a mi entender, tendrán tan sólo un campo de aplicación limitado, y que serán rentables según las condiciones locales y en determinadas épocas y circunstancias nacionales, pero que con sólo asomarnos a la ventana del mundo, apreciaremos no pueden constituir la base de una gran industria siderúrgica.

El horno alto sigue y seguirá siendo, por ahora, el procedimiento fundamental, por excelencia, sobre el que asiente tal industria, y los esfuerzos encaminados a su mejora son de mucha más trascendencia, en cuanto al aumento del tonelaje obtenido se refiere, que la del conjunto de todos los demás procedimientos.

De estos intentos se han deducido procedimientos auxiliares de los que, unos, han conseguido excelente éxito y se hallan ya sancionados por la práctica; tales son los métodos que tienden a hacer homogéneos los lechos de fusión (2); otro, como el del soplado del horno alto a presión, o el del enriquecimiento con oxígeno del viento insuflado, se hallan en vías de industrialización, por ser sus resultados de perspectivas altamente esperanzadoras (3), y, finalmente, en otros, como el acondicionamiento del aire de soplado, se van abandonando los ensayos, por resultar antieconómicos.

Es, pues, al horno alto al que debemos darle todas las facilidades posibles, a fin de que su marcha no se entorpezca por ninguna circunstancia, y, en este sentido, hay que reconocer que en Alemania, y sobre todo en América, se ha dado ya gran avance.

Dejando, por tanto, a un lado los métodos de obtención del hierro y del acero por reducción directa de sus minerales, y toda la interminable gama de procedimientos especiales, que no caben en el marco de este trabajo, voy a tratar exclusivamente de uno de los problemas más urgentes del horno alto.

El tratamiento de los minerales menudos, sobre todo si son siliciosos, ha requerido establecer en los hornos altos la llamada marcha ácida, o fría (4), con la que se obtiene un trabajo más regular en el horno, si bien, al beneficiar minerales, especialmente los carbonatos calcinados y los residuos de piritas con grandes can-

tidades de azufre, es preciso desulfurar el arrabio obtenido en las propias cucharas de colada, a fin de obtener un hierro apropiado para las acererías, bajo en silicio y en azufre (5).

Pero, al no bastar esta técnica, es necesario recurrir a la preparación física y química de los lechos de fusión, para conseguir mejores rendimientos.

A través de los tratados de siderurgia y de las revistas técnicas, se puede apreciar que cada vez es mayor la preocupación que se siente en Europa y en América por la preparación de los minerales (6) antes de ser introducidos en las cargas que constituyen los lechos de fusión del horno alto.

Las razones son claras y se hallan ya valoradas en cifras concretas, obtenidas por la experiencia.

En primer lugar, tan sólo el triturado y cribado de los minerales y calizas permite obtener, además de una mejor marcha del horno alto —lo que se traduce en calidad más constante del arrabio obtenido—, economía apreciable en el consumo específico de coque; hecho por sí sólo de trascendental importancia para la economía nacional.

Si a esto se une la «sinterización» de los finos y menudos, tanto naturales como de los que se producen en el quebrantado y trituración de los mismos, el ahorro de coque es aún sensiblemente mayor, junto con el aumento de la capacidad de producción del propio horno alto; lo que, a su vez, aparte de reducir considerablemente los costos de fabricación, permite mayor duración de vida de las unidades de trabajo, al ser en ellas la marcha más uniforme y sin detenciones ni «colgaduras», perjudiciales para los revestimientos refractarios (7).

Además, el proceso de sinterización permite, en general, revalorizar: 1.°, los carbonatos calcinados, que son pulverulentos y de muy alto contenido de azufre y los minerales finos de baja ley, generalmente siliciosos; 2.°, los residuos de tostación de piritas o subproductos, hasta ahora casi sin aplicación, de la fabricación del ácido sulfúrico (a pesar de su elevado contenido de azufre); 3.°, el polvo de tragante que se recoge en cantidades apreciables, y 4.°, incluso, ahora, en los países que no disponen de mejores fuentes, los desechos de escombreras de mineral de hierro, y hasta las cenizas de calderas, etc.

Debe tenerse muy presente que el combustible necesario para realizar la «sinterización» no se precisa que sea el coque grueso metalúrgico, sino que puede utilizarse el cisco de coque, los menudos de antracita y de hulla y cualquier otro combustible de baja calidad.

Esta necesidad de la preparación y «sinterización» de minerales se siente con más intensidad aún que en otros países o regiones, en Vizcaya, donde, como se ha dicho, parece deducirse de los estudios de sus minas que la mayor parte de sus reservas de mineral de hierro están constituídas por los yacimientos de carbonato, y que el resto lo forman minerales catalogados de 1.ª y 2.ª, según su ley en hierro y proporción de sílice, predominando de día en día los de 2.ª clase, en forma de menudos, precisamente.

Pero, mientras los óxidos de hierro se pueden cargar sin trabas de ningún género, los carbonatos calcinados tienen limitación de empleo en el horno alto, tanto por la gran cantidad de menudos y, sobre todo, del polvo que contienen, como por su elevada proporción de azufre, cosas ambas que quedarían resueltas con la instalación de plantas de «sinterización».

Actualmente no se puede pasar en los lechos del horno alto, ni aun con la marcha ácida, de una proporción del 33 % de carbonatos calcinados, a causa de las detenciones que provocan en el normal descenso de las cargas de los hornos.

Los residuos de piritas, por estar reducidos a polvo impalpable, tampoco pueden cargarse directamente en el horno alto, pues serían desplazados en su totalidad fuera del horno, en los gases del tragante procedentes del soplado.

Es decir, que, aun sin atender a la disminución del consumo de coque y al aumento de producción para reducir el costo de la tonelada de arrabio, la cuestión local de las reservas de minerales impone ya, por lo menos, la «sinterización».

Si a esto se unen las disponibilidades de residuos de tostación de piritas, de las fábricas de ácido sulfúrico de la región Vizcaya-Santander, que se cifran en unas 125.000 t. anuales (supuesta ya en servicio la nueva fábrica «Sefanitro») y que es imposible cargar directamente a causa de su estado físico y de su alto contenido de azufre, se acentúa, sin duda alguna, la necesidad de la «sinterización».

A la producción española en 1948 de 445.195 t. de





ácido sulfúrico, corresponde una cantidad de residuos de tostación de piritas de unas 230.000 t. Para el año 1951, con las nuevas instalaciones de «Sefanitro» y de la «Unión Química del Norte de España», la cantidad de residuos de piritas disponibles será del orden de las 300.000 t.

Debo hacer presente que no es desconocida en nuestro país la «sinterización». En la planta siderúrgica de Sagunto instalaron los americanos, el año 1925, cintas «Dwight-Lloyd», puesto que era allí absolutamente preciso, por causa del estado físico del mineral de Sierra Menera. En la sociedad «Altos Hornos de Vizcaya» se viene estudiando este problema desde 1939. La «Duro Felguera» montó, en 1946, una instalación-piloto de «sinterización», con pailas «Greenawalt», base de su instalación futura. «Nueva Montaña» estudia, con paila de ensayo, sus minerales, y en las reuniones del Instituto del Hierro y del Acero, celebradas en Madrid a fines de 1947, se pudo apreciar el interés de todos los siderúrgicos españoles por la implantación en sus fábricas de tales procedimientos.

Pero esto, que en principio no es más que un buen deseo, encauzado en determinadas factorías y en proceso de realización, es práctica absolutamente normal en América, donde no se concibe la instalación de hornos sin la aneja de preparación y «sinterización»; lo mismo que aquí no imaginamos ya la planta de hornos altos sin los servicios de estufas para el calentamiento del aire, lavado de gases, etc.

En una instalación moderna, en vez de cargar en el horno alto los minerales tal como vienen de la mina, se sigue la marcha siguiente: Quebrantación y cribado de los minerales que llegan a la fábrica; clasificación de la parte que se considera adecuada para el horno alto y de la que debe «sinterizarse». Segunda trituración de parte de los menudos para su aglomeración. «Sinterización» de las fracciones más reducidas de tamaño. Secado previo de algunos minerales si se precisa, y formación de pilas de lechos completamente homogéneos, física y químicamente.

Todo ello con las correspondientes centrales de carga y de descarga, cintas de transporte, generalmente de goma, etc., en instalaciones mecánicas y automáticas, para economizar mano de obra, a fin de que tal preparación de minerales no recargue exageradamente el costo de los lechos de fusión.

De esta forma, obtenida la uniformidad del lecho y mantenida también constante la cantidad de viento soplado, así como su presión y su temperatura, el descenso de las cargas es regular, la marcha del horno es más suave y el arrabio obtenido es de composición química, prácticamente constante.

Considero que, en el momento actual de España, tiene esta cuestión la doble importancia de revalorizar los carbonatos y residuos de piritas y de permitir incremento muy importante en la producción de arrabio, con la misma cantidad de coque siderúrgico disponible.

Las principales ventajas que se preconizan al disponer en la preparación de los lechos de fusión de hornos altos, aunque no sea más que de una instalación «sinter», pueden resumirse en las siguientes:

Aumento de la producción de arrabio.

Disminución del consumo específico de coque.

Aumento del consumo de carbonatos.

Posibilidad de consumo de los residuos de piritas.

Menor proporción de azufre en el arrabio.

Mejor rendimiento de los minerales.

Menor proporción de polvo de tragante.

Aprovechamiento de este polvo de tragante.

Posibilidad de constancia en las calidades del hierro.

Descenso normal de las cargas (mayor vida del horno).

Disminución del peligro de colgaduras (mayor vida del horno).

Menor presión de viento (ventaja en soplantes).

Reducción del tiempo de paso de las cargas.

Depende la mayor o menor proporción de estas influencias del tanto % del «sinterin» que llegue a cargarse y de la naturaleza física y química del propio producto «sinterizado».

De todos modos deduzco, por la información recogida, que *en el caso más desfavorable* puede llegarse a obtener con la preparación y «sinterización» de minerales un *aumento de producción* del orden del *13-22 %* y una economía en el *consumo específico de coque* del *15-17 %*.

De todas estas ventajas, la del aumento de consumo de carbonatos tendrá importancia en las regiones en que éstos existan. Éstas, aparte de la citada de Vizcaya-Santander, son (8): en la provincia de León, la





zona del «coto Wágner», y algo en las de Lugo, Guipúzcoa y Navarra.

Con objeto de afianzar los conceptos y cifras constantemente manejados, vengo realizando, desde hace años, una serie metódica de ensayos de clasificación y trituración de minerales, junto con otros de «sinterización» de sus finos, en lo referente a minerales de Vizcaya y de Santander, de los que brevemente voy a dar una reseña a continuación.

A la vista de estos datos podremos calcular, con más probabilidad de acierto y garantía, los posibles lechos en que entran los residuos de piritas y las cantidades de carbonato calcinado que se hayan aumentado, y estaremos en condiciones de calcular, con cierta seguridad, el aumento de producción que puede obtenerse de ellos.

## II. ENSAYOS DE CLASIFICACIÓN Y TRITURACIÓN DE MINERALES DE HIERRO

### OBJETO

A fin de disponer de orientación aproximada a la realidad de los tamaños de nuestros minerales, tal como llegan de las minas, y después de someterlos a quebrantación previa, emprendí una serie de ensayos, en escala casi real, de trituración y clasificación.

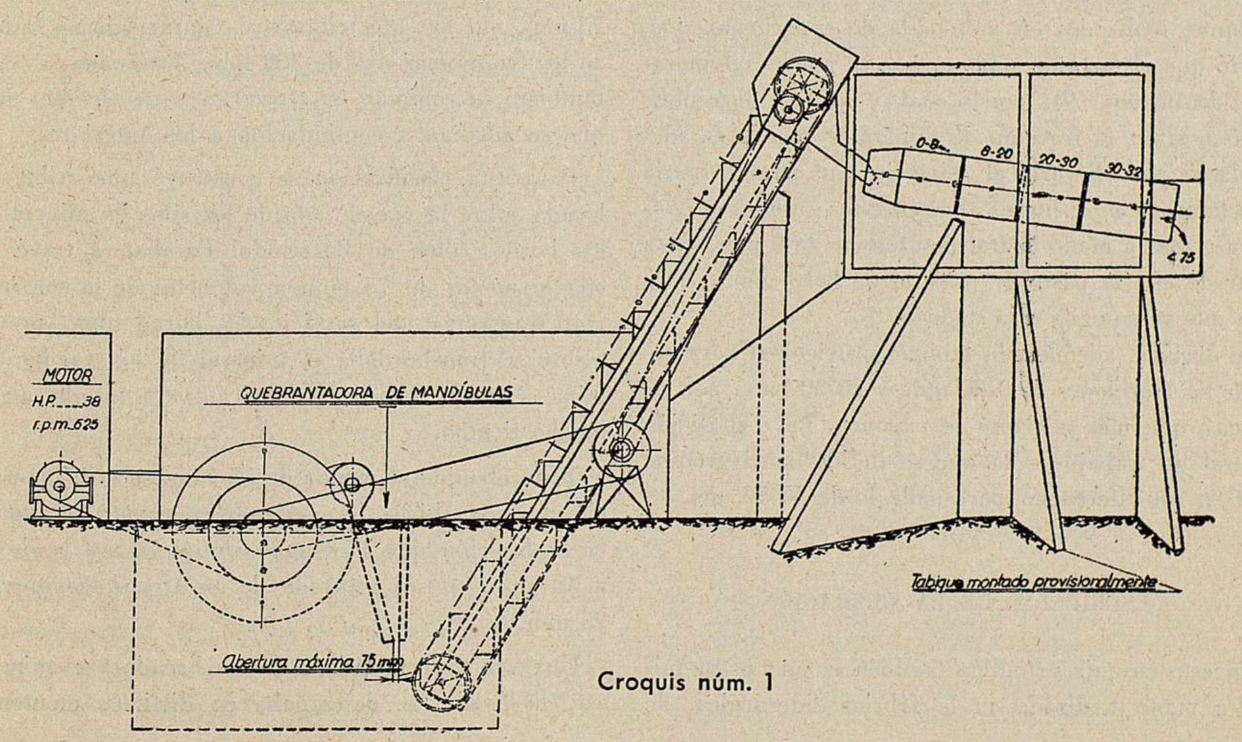
Su objeto es no cargar en el horno alto tamaños mayores de los convencionalmente considerados como apropiados, según la práctica seguida en las instalaciones extranjeras que disponen de tal preparación de minerales.

### INSTALACIÓN EMPLEADA

Utilicé para ello una instalación existente de quebrantación de calizas, que estaba dispuesta para otra finalidad, no siderúrgica, en la fábrica de Baracaldo de Altos Hornos de Vizcaya.

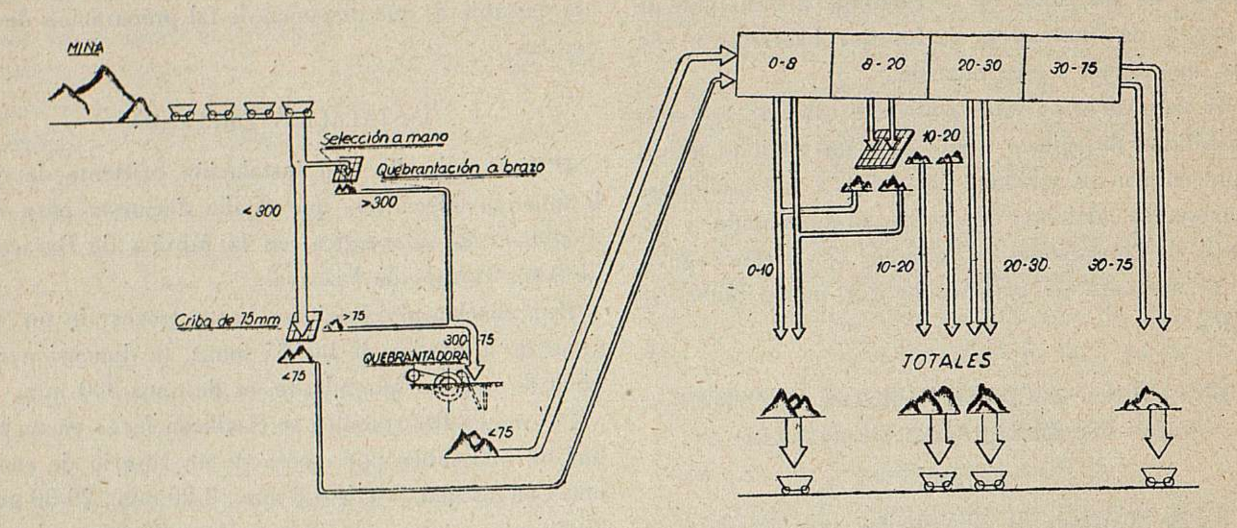
Esta machacadora tritura hasta trozos de un máximo de alrededor de los 75 mm.; la dimensión máxima de tamaño que admite, es de unos 300 mm.

Los materiales tratados se clasifican luego en un trómel, al que suben por medio de un rosario de cangilones, en los tamaños de 0-8 mm., 8-20 mm., 20-30 mm., 30-32 mm. y mayor de 32 mm. hasta 75 mm., tal como se indica en el croquis núm. 1.



Croquis núm. 1

ESQUEMA DE LOS ENSAYOS DE TRITURACION Y CLASIFICACION DE LOS MINERALES
(correspondiente al dibujo nº 1)




Croquis núm. 2

Según los ensayos de «sinterización» expuestos más adelante, realizados en una paila de experimentación, se vió que el tamaño máximo que se puede aglomerar es el de 10 mm. (9); por lo cual, y a fin de disminuir, en lo posible, la fracción de minerales que no es adecuada ni para llevarla al «sinterin», ni para cargarla directamente en el horno alto, en estos ensayos se volvía a cribar a mano la fracción mayor de 8 mm., para sacar de ella la parte de mineral de 8-10 mm.; fracción que se sumaba a la anterior.

Se dispuso, además, un tabique provisional para separar las fracciones de 8-20 mm. y 20-30 mm., por las razones que más adelante se exponen. La disposición general de trabajo es la que se indica en el croquis núm. 2, sin diferenciar para nada lo de 30-32 mm.

## DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN

En este croquis se indica también la operación inicial a mano realizada en la fábrica siderúrgica, de cribar el mineral de los vagones de minas, mayor de 75 mm., que hay que triturar, y separar, además, a brazo los trozos mayores de 300 mm., los cuales, a brazo también, se rompían en trozos menores de 300 mm., que se añadían a continuación a los anteriores.

Para esta clasificación se construyó una criba, colocada sobre la vía elevada de los silos de mineral de los hornos altos de Baracaldo. Pasaban a través de ella lo menor de 75 mm. a volquetes de la vía inferior transversal del servicio del horno alto; previamente se transbordaba el mineral de los vagones de mina a volquetes de la fábrica, para no detenerlos mucho tiempo.

Todo el mineral menor de 75 mm. se cribó por separado, con objeto de averiguar en cuánto se aumenta la fracción que hay que «sintetizar», y la de 10 a 30 mm., por el triturado de los trozos mayores de 75 mm.

Una vez transportado a la machacadora el mineral así clasificado, se descargaba en distintos montones,





se pasaba por ella (o por sus cangilones tan sólo, si era lo menor de 75 mm.), se clasificaba y se volvían a cargar las fracciones separadas y se pesaban todos los vagones.

El personal manejaba, pues, cada tonelada de mineral, 5 veces. Sólo se hacían mecánicamente el triturado y la clasifcación en el tromel, y, así, la operación resultaba bastante engorrosa.

Dado el apremio de tiempo, por necesitarse la quebrantadora para su aplicación real de trituradora, los minerales objeto del ensayo han sido los que se supone seguirán siendo base de los suministros futuros en aquella empresa siderúrgica, es decir, el carbonato «Orconera» (calcinado) y los rubios «Orconera» (cantera y lavado) y «Dícido», pues la proporción, en influencia de los demás que actualmente llegan, será mucho menor.

De cada una de estas cuatro clases de minerales se manejaron más de 100 toneladas, con objeto de que las cifras obtenidas pudieran ofrecer garantías de exactitud.

Previamente, y para adiestrar al personal, se habían pasado 136 toneladas de carbonato calcinado; pero sus resultados no se tienen en cuenta en este trabajo.

Factores muy importantes, como el viento, lluvia y estado de humedad en que llegaban los minerales, habrán falseado algo los resultados, lo cual se hace constar en cada caso, con las correcciones oportunas.

## RESULTADOS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS

*Carbonato «Orconera» (calcinado).* — La primera partida clasificada en nuestra criba sobre la vía de silos del horno alto fué de 131.570 kgs., de la cual se sacaron 97.850 kgs. del tamaño de 0-75 mm. (74,37 %) y 33.510 kgs. del tamaño de 75 a 300 mm. (25,57 %), sin ningún trozo mayor de 300 mm. y con pérdida de 210 kgs., lo que representa el 0,16 %.

Esta pérdida se puede atribuir a errores de peso de las básculas y piedras que se desprendieron de los vagones al cargar, aquí y en el transvase previo, por lo que la supongo, en lo que sigue, como no existente, pues, en una instalación adecuada, esto no debe ocurrir; no obstante, lo cito para hacer ver la escrupulosidad con que se realizaron estos ensayos.

La primera clase o tamaño, con sus 97.850 kgs., se llevó al tromel para su clasificación, y se obtuvieron las siguientes cantidades en las diversas fracciones:

| | | |
|---|---|---|
| De 0-10 mm. | 41.780 kgs. ... ... ... ... | 42,69 % |
| De 10-20 mm. | 20.160 » ... ... ... ... | 20,60 % |
| De 20-30 mm. | 14.270 » ... ... ... ... | 14,58 % |
| De 30-75 mm. | 20.680 » ... ... ... ... | 21,13 % |
| | 96.890 kgs. | 99,00 % |
| Total mineral llevado al tromel ... ... | | 97.850 kgs. |
| » » clasificado ... ... ... ... | | 96.890 » |
| Pérdidas ... ... ... | | 960 kgs.; el 1,00 % |

Como en la fracción de 0-10 del carbonato calcinado hay gran proporción de polvo impalpable, estas pérdidas se pueden atribuir al polvo que se llevó el fuerte viento reinante, mientras se clasificaba el mineral, y otra parte al polvo que quedó esparcido por todo el suelo de las inmediaciones. Por tanto, sumo tales pérdidas a la fracción de 0-10 mm., la cual queda con 42.740 kgs., o sea, 43,69 %, y el resto, todo igual.

De los 33.510 kgs. del tamaño de 75 a 300 mm. clasificado en la primera criba, llevado a la machacadora para su trituración y luego para su clasificación en el tromel, se han obtenido en los diferentes tamaños las siguientes cantidades:

| | | |
|---|---|---|
| De 0 a 10 mm. | 6.920 kgs. ... ... ... ... | 20,66 % |
| De 10 a 20 mm. | 3.560 » ... ... ... ... | 10,62 % |
| De 20 a 30 mm. | 4.570 » ... ... ... ... | 13,63 % |
| De 30 a 75 mm. | 18.460 » ... ... ... ... | 55,09 % |
| | 33.510 kgs. ... ... ... ... | 100,00 % |
| Total de mineral llevado al tromel ... ... | | 33.510 kgs. |
| » » clasificado ... ... ... ... | | 33.510 » |

Con una pérdida de tal sólo 10 kgs., atribuída ya en estas cifras al tamaño de 0-10 mm., por las razones antes apuntadas.

El total de mineral clasificado y tamizado en la primera criba fué, pues, 131.360 kgs., que, en sus diversos tamaños, dió las cantidades siguientes:

| | | |
|---|---|---|
| De 0-10 mm. | 42.740 + 6.920 = 49.660 kgs. | 38,2 % |
| De 10-20 mm. | 20.160 + 3.560 = 23.720 » | 18,0 % |
| De 20-30 mm. | 14.270 + 4.570 = 18.840 » | 14,2 % |
| De 30-75 mm. | 20.680 + 18.460 = 39.140 » | 29,6 % |
| | 97.850 + 33.510 = 131.360 kgs. | 100,0 % |





Considerando el mineral, según viene de la mina, con los 131.360 kgs. empleados para la clasificación, obtuvimos en los diversos tamaños:

| | | | |
|---|---|---|---|
| De 0-10 mm. | 42.740 kgs. | ... ... ... ... ... | 32,53 % |
| De 10-20 mm. | 20.160 » | ... ... ... ... ... | 15,34 % |
| De 20-30 mm. | 14.270 » | ... ... ... ... ... | 10,86 % |
| De 70-75 mm. | 20.680 » | ... ... ... ... ... | 15,74 % |
| De 75-300 mm. | 33.510 » | ... ... ... ... ... | 25,53 % |
| | 131.360 kgs. | ... ... ... ... ... | 100,00 % |

ENSAYOS CON RUBIO Y LAVADO «ORCONERA» Y CON «DÍCIDO»

Análoga meticulosidad se empleó para realizar los correspondientes ensayos con 123.390 kgs. de mineral rubio «Orconera» (procedente, al igual que el carbonato anteriormente mencionado, de las minas de Vizcaya), con 105.720 kgs. de mineral lavado «Orconera», de la misma procedencia, y con 114.480 kgs. de mineral «Dícido», cantera de la provincia de Santander.

Empleando, como en el caso del carbonato, la machacadora de caliza, se obtuvieron los resultados que se resumen en el Cuadro I (véase el Apéndice).

En éste, se resumen los resultados de todas las operaciones de trituración y de clasificación, expresadas tan sólo en % y con indicación del aumento de menudos obtenidos por causa de la trituración.

*Rubio «Orconera».*—Todo el ensayo se realizó en condiciones normales. En el Croquis núm. 2 se representan gráficamente las operaciones realizadas.

*Lavado «Orconera».*—Hay que notar, en cuanto al «mineral Orconera», que, a pesar de la aireación durante su manejo, conservaba bastante humedad al llegar al tromel de clasificación, en el que se quedaba algo pegado, por lo que los resultados pueden ser algo diferentes de los que se hubieran obtenido en el caso de disponer de una instalación previa de secado.

*Mineral «Dícido».*—Los resultados hallados en la clasificación del mineral «Dícido» no son tampoco los que se debieran obtener, porque por ser muy menudo este mineral, la cantidad dada en los tamaños de 0 a 10 mm. es relativamente muy pequeña, a causa de que el mineral suele llegar muy mojado y pastoso, con bastante cantidad de arcilla adherida, sin pasar por la criba la cantidad que la atravesaría estando seco.

Teniendo en cuenta que hay siempre una fracción intermedia de tamaño, que no sirve ni para su «sinterización», por ser excesivamente grande, ni para cargarla en el horno alto, por ser demasiado pequeña, pero que es necesaria para formar el lecho de asiento en la máquina de «sinterizar», bien sea del tipo de paila o del de cinta, voy a considerar que pueda enviarse directamente al horno alto hasta la fracción de mineral del tamaño de 30 mm.

En este supuesto, reúno las fracciones obtenidas de 10 a 20 mm. y de 20 a 30 mm. en un solo grupo, y resumo el cuadro anterior en el Cuadro II, como final de estos ensayos, siendo la fracción:

de 0-10 mm. para llevar al «sinterizado»,

de 10-30 mm. destinada a cama del «sinterin»

y de 30-75 mm. para cargar directamente al horno alto.

En los Cuadros I y II del Apéndice salta a la vista que la fracción intermedia, de 10-30 mm., que no sirve ni para «sinterizar» ni para los lechos del horno alto, es en todos los minerales excesiva, pero, muy especialmente, en el «Dícido» y en el «lavado Orconera».

*Residuos de pirita.*—En cuanto a los residuos de pirita, no hubo necesidad de realizar ensayo alguno de cribado, puesto que se producen ya con granulometría muy por debajo de los 10 mm., en general de 0-2 mm., completamente adecuada en su integridad, sin quebrantado ni tamizado previo, para el proceso de «sinterización».

## III. ENSAYOS DE «SINTERIZACIÓN» DE MINERALES DE HIERRO

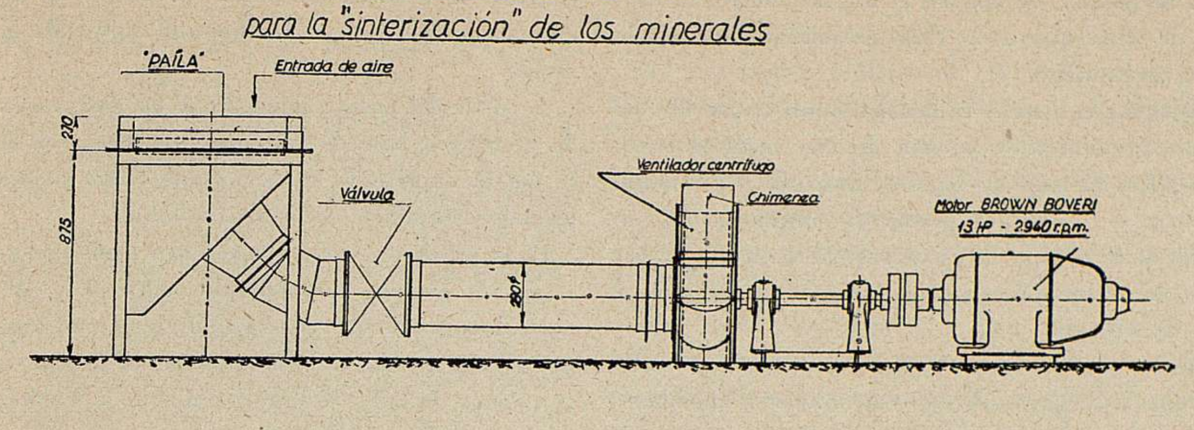
### OBJETO

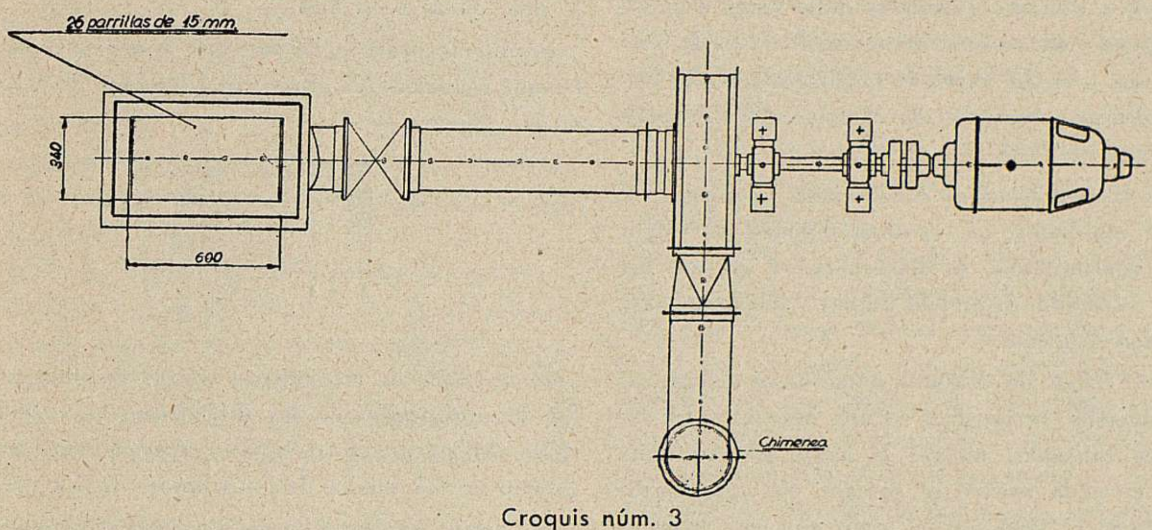
El objeto de estos ensayos fué obtener información acerca de la forma más apropiada de «sinterizar» los minerales menudos y el polvo que consumimos normalmente en los hornos altos, tanto por separado cada uno de ellos, como mezclados entre sí y con los residuos de piritas, polvo de tragante, cascarilla de laminación, etc.

La finalidad perseguida es la de beneficiar estos minerales, aumentando la proporción de los carbonatos calcinados empleados en los lechos de fusión, junto con los residuos de piritas, dentro de las mejores condiciones para la buena marcha de los hornos altos y,








Croquis núm. 3

en consecuencia, para la regularidad de la calidad del arrabio obtenido (10).

INSTALACIÓN EMPLEADA

Es del tipo de aspiración fija. Todo el trabajo de cribado, carga y descarga de la paila, se hace a mano.

Consta (Croquis 3): de una pequeña cámara en forma de prisma rectangular truncado, invertido, en cuya parte superior se colocan las parrillas donde se deposita la mezcla que se ha de tratar; en su parte inferior lleva una compuerta para extraer los finos caídos a través de las parrillas, y en un costado se dispone de una mirilla para observar el desarrollo de la operación;

De una paila u hornillo, de 600 × 340 mm., limitado por ladrillos refractarios, cuyo fondo lo forman 26 parrillas de 15 mm. de grueso, que dejan entre sí espacios de 7 a 8 mm.;

De un tubo de aspiración que, en su unión con la cámara, lleva una tela metálica para impedir el arrastre de los menudos caídos entre las parrillas,

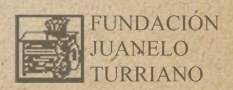
Y de un ventilador acoplado directamente a un motor de corriente alterna, de 13 C. V. y 2.940 r./m. Entre el ventilador y la paila hay dispuesta una válvula de estrangulación.

El emplazamiento se halla debajo de los silos de mineral de la instalación de hornos altos de Sestao (A. H. V.).

DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN

Una vez pesadas separadamente las cantidades fijadas de cada uno de los componentes de la mezcla, se





colocaban sobre una chapa para mezclarlos bien, por medio de palas, y se añadía, al mismo tiempo, la cantidad de agua necesaria. Ésta se determinaba por la prueba de la mano.

Preparada la mezcla, se llevaba sobre la parrilla del aparato de «sinterin», encima de una capa protectora de 20 a 30 mm. de espesor, formada por mineral de hierro o «sinterin» producido anteriormente, en tamaño de 8-12 mm. El espesor de la masa que se había de «sinterizar» fué al principio de unos 150 mm., y luego de 270 mm.

Una vez preparada la carga, se extendía sobre ella una capa muy ligera de cisco de coque y abundante cantidad de viruta de madera, se daba fuego a la viruta, poniendo en marcha el ventilador con la válvula cerrada, y se iba abriendo luego, lentamente, hasta conseguir una depresión en el manómetro de unos 100-200 mm. de $H_2O$.

Cuando la operación se consideraba terminada, se paraba el ventilador, se cerraban después las válvulas, y, a continuación, se descargaba el aparato del «sinterin» obtenido, dejándolo limpio y dispuesto para la operación siguiente.

Mediante cribas de distintos números se determinaron los tamaños, se pesaban en una báscula todas las cantidades utilizadas, incluso el agua. El «sinterin» obtenido en cada ensayo se enviaba en cajas cerradas metálicas al laboratorio, junto con una muestra de la mezcla ya preparada y humedecida, tal como se colocaba en la paila. El tiempo de la operación se medía con un cronómetro.

Se gestionó la colaboración del laboratorio, a fin de realizar los análisis químicos de las mezclas antes de «sinterizar» y del «sinterin» obtenido. Se determinaba también su porosidad y un ensayo abreviado de resistencia en el tambor «Simmersbach».

Preparada la instalación para comenzar los ensayos de «sinterización», se hicieron algunas pruebas de tanteo sin intervención del laboratorio, a fin de adiestrar al personal en su manejo. Los trabajos comenzaron a mediados de noviembre de 1944.

Se realizaron 30 ensayos con diversas composiciones, sin norma fija, a base de carbonato «Orconera» calcinado; cada operación requería dos hornadas, por incapacidad de la paila empleada para la operación, ya que, para las pruebas de resistencia, solicitaba el laboratorio 50 kgs. por muestra. Se emplearon en estos ensayos depresiones variables, alrededor de los 100 milímetros, manteniéndolas fijas durante toda la operación.

A partir del ensayo núm. 30 se empezó nueva serie de pruebas a base de carbonato «Bilbao», en las que se fueron empleando sucesivamente todas las materias primas susceptibles de «sinterización».

Estas pruebas se hicieron también atendiendo a una escala de gruesos comprendidos entre 0 y 10 mm., individualmente con cada tamaño de grano. Los gruesos de esta escala se agruparon en la forma siguiente (menor de 0,5), (0,5 a 1 mm.), (1 a 3 mm.) (3 a 5 mm.) y (5 a 10 mm.).

Según las pruebas hechas con desmuestres de carbonato, el tamaño de grano en la fracción de 0-10 mm. se descompone así:

| | | | |
|---|---|---|---|
| De | 0- 0-5 | = | 38,45 % |
| De | 0,5- 1 | = | 17,82 % |
| De | 1- 3 | = | 28,64 % |
| De | 3- 5 | = | 11,55 % |
| De | 5-10 | = | 3,54 % |
| | | | 100,00 % |

El resultado de los ensayos con los distintos grupos, fué la apreciación de las dificultades de «sinterización» de las mezclas de grano excesivamente menudo (menor de 0,5 mm.) y de los gruesos (de 5 a 10 mm.).

Se notaba en las primeras marcada dificultad para el paso del aire a través de la masa, por lo cual, el aire buscaba los contornos de la paila por donde encuentra más facilidades de penetración, lo que producía «sinterización» de la periferia, mientras que por el centro, al no haberse efectuado el proceso, permanecía intacta la carga. Por el contrario, con el grano todo grueso, el aire parecía penetrar por el centro con excesiva rapidez y, al terminarse la operación en la parte central, la masa se enfriaba rápidamente y cortaba la combustión del resto, con lo que resultaba un conjunto deficiente.

A partir del ensayo núm. 69 se adoptó el tipo de tamaño de grano comprendido entre 0 y 10 mm., en su conjunto; es decir, tal como resultaba al cribar los minerales por debajo de 10 mm., con el cual se continuó en lo sucesivo.

En este mismo ensayo núm. 69 se comenzó a trabajar con el hornillo ampliado, en altura a 270 mm.,





con lo cual se consiguió obtener en cada prueba unos 50 kgs., en una sola hornada.

En los primeros ensayos, la vigilancia de la operación se efectuaba mediante la mirilla de cristal situada por debajo de la parrilla del hornillo; pero, a partir del ensayo núm. 80, esa vigilancia se realizó por medio de la observación en la chimenea de escape de los gases de la combustión, considerando que el proceso ha terminado cuando aquellos gases negrorojizos han dejado de salir.

También se modificaron desde este ensayo las normas establecidas para las depresiones, pues, además de elevarlas hasta los 200 mm. en el momento inicial, se dejó fija la válvula de paso, con lo que la depresión va disminuyendo a medida que la operación avanza, y llega a caer hasta los 100 mm. al terminarse en ensayo.

En otra serie de ensayos se trataron los minerales rubios, sin intervención de carbonatos, piritas ni polvo de tragante.

Se trató de reducir la composición del polvo de coque empleado y se vió que el 5 %, es, en general, la cifra más pequeña que se puede emplear; aunque, para algunos minerales o mezclas, resulta excesivamente bajo. Se estudió con detalle la influencia de la proporción del coque añadido en la desulfuración obtenida.

El agua adicionada tuvo muchas variaciones; pero no se puede precisar su verdadera influencia, ya que, por defectos y demoras, transcurría mucho tiempo desde que se sacaba la prueba hasta que ésta era analizada en el laboratorio.

Se hicieron también en algunos ensayos adiciones de cal, sin observar influencia decisiva apreciable.

Hay que hacer notar, por último, las dificultades que asistían para efectuar los ensayos de la forma debida, por la casi imposibilidad de cerrar herméticamente las paredes de ladrillo del hornillo, a fin de evitar que el aire penetrase por lugares indebidos.

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS

En total, se realizaron pacientemente varios cientos de ensayos que podemos clasificar en 6 grupos, según se detalla a continuación, prescindiendo de los primeros.

*Componentes:*

1.º Carbonato «Bilbao.
2.º Carbonato «Bilbao» y «Dícido lavado».
3.º Carbonato «Bilbao», «Dícido» y polvo de tragante.
4.º Carbonato «Bilbao», «Dícido», polvo de tragante y residuo de «sinterin».
5.º Pirita descobrizada y los restantes minerales mencionados.
6.º Diferentes rubios, por separado.

En el Cuadro III se ve que los carbonatos crudos, es decir, sin calcinar, sinterizan, en general, *bastante mal,* pues apenas si llegan a dar un 60 % de aglomerado aprovechable, y, sobre todo, requieren gran consumo de combustible, alrededor del 25 %. La porosidad era mala. Además, la operación duraba casi una hora, cuando en los demás, apenas si llegó a los 15 minutos. Por esto no se volvió a emplear el carbonato crudo en los ensayos.

En cambio, en el Cuadro IV, se puede observar que el *carbonato calcinado, sólo, sinteriza bastante bien,* y en el tiempo normal; pero mucho mejor (Cuadro V) si se mezcla con minerales siliciosos; por ejemplo, con el «Dícido», de Santander, y esto, en proporciones hasta de sólo el 10 % de mineral; aumenta, además, la porosidad del aglomerado.

La adición de polvo de tragante es favorable en pequeñas cantidades, Cuadro VI, si bien, esto se mejora francamente, al añadir, como casi siempre es necesario, residuo de «sinterin», Cuadro VII.

La incorporación de residuos de *piritas descobrizadas dió también buenos resultados,* Cuadro VIII, y es de observar que la pirita tiene bajo poder aglomerante; pero da, en cambio, mayor porosidad al aglomerado.

Los minerales rubios, solos, no dieron, en general, resultados muy brillantes, Cuadro IX, y se observó que, cuando el consumo de coque desciende del 7 a 5 %, el aglomerado es bastante peor.

En el Cuadro X se indica la desulfuración de los ensayos que mejor aglomeraron, y en el Cuadro XI se estudia la influencia de la adición de polvo de coque en la desulfuración obtenida.

Se han subdividido, además, todos los ensayos en 9 clases, en las que intervienen los mismos minerales, de los cuales sólo se estudian 6, porque los otros 3 em-





plean cantidad fija de coque en cada grupo; por tanto, aunque varía el % de la desulfuración, supongo es debido en gran parte a los minerales empleados, pues se ha observado que donde interviene la pirita y los residuos de «sinterin», la desulfuración es mayor.

Parece deducirse que: con menos coque, la desulfuración fué mayor en 21 ensayos y menor en 3, y que dió un promedio de mayor desulfuración por ensayo de 12,44 %; como la disminución de coque por ensayo ha sido de 1,13 %, resulta mayor desulfuración de 11 % por cada unidad menos de coque.

Hay que tener en cuenta que el cisco de coque introduce más azufre en la mezcla, lo que se demuestra en los ensayos núm. 75 y 78, que, con los mismos componentes de mezcla, dieron en sus análisis antes de «sinterizar»: el primero, con 7 % de coque, 0,344 de S. y el segundo, con 5 %, de S., 0,273 %.

De los ensayos efectuados con cal se obtiene mayor desulfuración en 3 de ellos y menor en los otros 3; pero se resumen dando un 3,29 % de mayor desulfuración por ensayo, de lo cual parece deducirse que la adición de cal favorece la desulfuración.

En el Cuadro XII se comparan los incrementos obtenidos en la ley de Fe, en %, en los carbonatos y en los rubios mezclados con carbonatos y residuos de piritas.

El Cuadro XIII reúne para algunas mezclas las producciones útiles posibles, las cuales se hallan dentro de las cifras convencionales, de 20 a 25 t. por m$^2$ de superficie de parrilla y día.

Resumiendo estos ensayos se puede decir: que los tamaños de grano de 0-0,5 mm., empleados ellos solos, y los de 5-10 mm., también solos, no «sinterizan» bien.

Los carbonatos calcinados solos «sinterizan» bien, pero aglomeran mejor en mezcla con rubios. En cambio, los carbonatos crudos «sinterizan» mal, requieren cantidad exagerada de combustible y retrasan mucho la operación.

Los residuos de piritas descobrizadas, en mezcla con minerales siliciosos y carbonatos, «sinterizan» bien, y dan mayor porosidad al aglomerado.

La proporción de sílice de los minerales es de decisiva importancia para la buena aglomeración, por lo cual el mineral de «Dícido» es uno de los mejores minerales para aglutinar los carbonatos.

Este mineral tiene, sin embargo, el grave inconveniente, como los del tipo «Lavado», de que trae mucha humedad, la cual, junto con la arcilla, forma una masa plástica que impide el cribado y la mezcla íntima con los demás minerales, por lo que se ve la necesidad de secarlo previamente.

En general, puede afirmarse que, salvo los rubios empleados aisladamente, los minerales, carbonatos y rubios, residuos de piritas y de polvo de tragante, «sinterizan» muy bien, y que dan mayor o menor proporción de residuos de «sinterin» no aprovechable en el horno alto, pero sí para su adición al nuevo «sinter», según las proporciones de las mezclas.

El número de ensayos no ha sido suficientemente grande para poder afirmar que las consecuencias que de ellos se deducen sean reales; pero no hay duda de que marcan una orientación.

## IV. LECHOS DE FUSIÓN A BASE DE MAYOR PROPORCIÓN DE CARBONATOS Y EMPLEO EVENTUAL DE PIRITAS

El consumo específico de coque que, como media, es ahora de 1.070 kgs./t. de arrabio, voy a admitir, en principio, que se reducirá en 170 kgs. (15,7 %) y que quede en 900 kgs./t. de hierro (11).

El rendimiento de los minerales viene a ser actualmente, sin «sinterización», del orden del 50 %; pero, una vez aglomerados, como la ley del «sinterin» sube hasta el 55,6 % en algunos casos, es de esperar que el rendimiento ascienda también, al emplear en los lechos de carga el mineral y el «sinterin» en partes, por ejemplo, iguales.

Con los 4 hornos altos de 400 m$^3$ de capacidad que puede tener en servicio la Sociedad Altos Hornos de Vizcaya, el horno alto de unos 340 m$^3$ de Nueva Montaña, y el de 120 m$^3$ de Echevarría, S. A., voy a suponer, en una primera estimación para esta región Vizcaya-Santander, que la producción actualmente obtenible de unas 1.350 a 1.400 t. pase a ser de 1.600 t. diarias de arrabio.

Ello requerirá, una vez realizada la preparación completa de minerales con el cribado, quebrantado, «sinterización» y homogeneización de lechos, aproximadamente 1.440 t. diarias de coque metalúrgico, cifra de acuerdo con las producciones de las baterías de coque existentes en la zona.





### LECHO A.—CON CARBONATOS, RUBIOS Y RESIDUOS DE PIRITAS

Para concretar un lecho, a fin de aplicar los módulos anteriormente hallados, voy a suponer empleo los tipos de mineral que se hallan más frecuentemente a disposición, según los ensayos realizados, y que va a ser el siguiente:

*Lecho A*

| | | |
|---|---|---|
| Carbonato «Orconera» ... ... ... | 1.820 t. | 60 % |
| Residuos de piritas ... ... ... ... | 350 t. | 10 % |
| Rubio «Dícido» ... ... ... ... ... | 460 t. | 14 % |
| Rubio «Orconera» ... ... ... ... | 300 t. | 9 % |
| Lavado «Orconera» ... ... ... ... | 200 t. | 5 % |
| Polvo de tragante ... ... ... ... | 70 t. | 2 % |
| TOTAL ... ... ... ... | 3.200 t. | 100 % |

Téngase en cuenta que con este lecho, al que sigo suponiendo un rendimiento medio del mineral del 50 %, el ritmo de extracción del carbonato en Vizcaya, para esta finalidad, sería aproximadamente el 80 % del total de minerales arrancados; se necesitan al año unas 670.000 t. de carbonato calcinado, 110.000 t. de rubio «Orconera», 73.000 de «Lavados», 165.000 t. de «Dícido» y 125.000 t. de residuos de piritas.

Parece sería, pues, el más conveniente, en cuanto a disponibilidades de materias primas.

Tanto en el mineral rubio «Orconera», como en el lavado, incluyo a todos los tipos de «rubios» y «lavados» de la región. El carbonato se sobreentiende que es calcinado, y los residuos de pirita, que se han descobrizado previamente, para rebajar su contenido de S, o bien que contienen, como valor medio, hasta 0,605 % (análisis núm. 715, del 8/6/46).

No es imprescindible para el horno alto el que en sus lechos se utilicen los residuos de piritas; esto dependerá del valor que se adjudique a tales subproductos, los que, en general, no soportarán transportes caros.

Las diferencias, en cuanto a tamaños, si en vez de estas clases de minerales se emplean otras, no serán muy grandes. Me veo obligado a elegir tales tipos por ser de los que dispongo de datos de trituración y de «sinterización».

En las fábricas alemanas, francesas e inglesas, que disponen de instalación de preparación y «sinterización» de minerales, la práctica frecuente es cargar en el horno alto la fracción de 80-30 mm.; lo menor de 10 mm. va a la «sinterización», y la fracción intermedia, si es pequeña, se destina a formar la cama del «sinterin» y, si es grande, se tritura en parte hasta el tamaño de 0-10 mm. En Colorado (Estados Unidos) cargan en el horno alto la fracción de 57 a 127 milímetros, y la menor de 6,35 mm. va al «sinterin» (12).

Como nuestros minerales son de fácil reducción, estimo que pueden admitirse en el horno alto los trozos de 100 y aun de 125 mm., pero no los inferiores a 25 mm. En cuanto al «sinterin», según los ensayos, no debe ir lo superior a 10 mm.

Sin fijar por ahora, definitivamente, que el tamaño máximo que hay que cargar en el horno alto deba ser el de 75 mm., cifra que se ha tomado de la machacadora con la que se realizaron los ensayos, voy a aplicar los coeficientes hallados en el Cuadro I, para ver qué cantidades son las que deben «sinterizarse», con arreglo a la siguiente tabla *a*):

Proporción de tamaños en el *Lecho A*. Tabla *a)*

| Tamaño mm. | Carbonato Orconera | | Piritas | | Dícido | | Rubio Orconera | | Lavado Orconera | | Polvo tragante | | Total | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | t. | % | t. | % | t. | % | t. | % | t. | % | t. | % | t. | % |
| 0 — 10 | 695 | 38 | 350 | 100 | 13 | 3 | 30 | 10 | 14 | 7 | 70 | 100 | 1.172 | 37 |
| 10 — 20 | 328 | 18 | | | 187 | 41 | 86 | 29 | 87 | 44 | | | 688 | 21 |
| 20 — 30 | 258 | 14 | | | 139 | 30 | 39 | 13 | 46 | 23 | | | 482 | 15 |
| 30 — 75 | 539 | 30 | | | 121 | 26 | 145 | 48 | 53 | 26 | | | 858 | 27 |
| *Total*........ | 1.820 | 100 | 350 | 100 | 460 | 100 | 300 | 100 | 200 | 100 | 70 | 100 | 3.200 | 100 |

En ella se observa que, frente a 1.172 t. de mineral para «sinterizar», hay otras 1.170 t. de mineral de 10-30 mm. para la cama del «sinter», y tan sólo 858 t. para cargar directamente en el horno alto.

Admitiendo que se cargue en el horno hasta la fracción de 25 mm., y que la cantidad comprendida entre 25-30 mm. sea la mitad de la de 20-30 mm., la fracción de cama de 10-25 mm. sería de 929 t., lo cual sigue siendo excesivo.

Claro está que, tal como se vió en algunos de los ensayos de «sinterin», el resultado se mejora notablemente añadiendo a la mezcla una parte del «sinterin» menudo obtenido. Pero esto indica que es preciso triturar parte de ello (13), y, naturalmente, para economizar energía, deberá ser la fracción de 10-20 mm.; ésta será muy conveniente pasarla en su integridad al grupo de 0-10 mm., quedando, en definitiva:

Destino de los tamaños del *Lecho A*. Tabla *b)*

| Tamaño | t. | % | Destino |
|---|---|---|---|
| De 0-10 mm. ... ... ... ... ... | 1.860 | 66 | Para «sinterizar». |
| De 10-25 mm. ... ... ... ... ... | 241 | 66 | Para cama del «sinter». |
| De 25-75 mm. ... ... ... ... ... | 1.099 | 34 | Directo al horno alto. |
| | 3.200 | | |

La proporción que ahora queda para cama es normal. El conseguir esta situación requerirá emplear, aparte de la primera quebrantación, una segunda trituración, con el fin de pasar unas 700 t. de trozos de 10-20 mm. a 0-10 mm.

Para las cantidades resultantes que se deben «sinterizar» harían falta, por ejemplo: dos cintas «Dwigtht-Lloyd» de 950 t. diarias de producción cada una, más otra de 100 t. y otra de 80 t. diarias, con las correspondientes reservas, si los emplazamientos, como es lo más indicado, deben de estar en las propias fábricas de la región, o bien, su equivalente en pailas «Greenawalt» o de cualquier otro sistema empleado para efectuar la «sinterización». Y cito estos dos, por ser los más empleados entre los procedimientos de aspiración generalmente utilizados; el primero, de marcha continua, y el segundo, de servicio discontinuo; tanto uno como otro tienen sus ventajas e inconvenientes.

CALIDAD DEL ARRABIO

Voy a estudiar ahora la calidad del arrabio que se obtendrá con este lecho, para lo que me orientará el balance del azufre y del fósforo: los dos elementos más perjudiciales en el acero, contra los que hay que luchar. El silicio habrá margen de precisarlo con exactitud, en los límites exigidos por la acerería, una vez se disponga de las instalaciones de preparación de lechos de composición física y química homogénea, del tipo «Robins-Messiter» (14) o análogos, variando el peso de la carga total.

Considero, como medida prudente, que se eliminará en la «sinterización» el 75 % del azufre. En nuestros ensayos se llegó al 84.89 %, y, según los datos que se obtienen en la literatura técnica (15), se alcanza el 94 y 95 % de desulfuración; por las cifras recogidas personalmente no hace mucho en fábricas inglesas y americanas, se llega sin gran esfuerzo al 90-95 %.

Si en la Tabla *a)* se hacen las correcciones de la *b)*, las proporciones que se obtienen para «sinterizar» y para la carga directa en el horno alto resultan ser:

Distribución y destino de los tamaños del *Lecho A*. Tabla *c)*

| Minerales | Para «Sinterizar» t. | Para «Sinterizar» % | Directo a los lechos t. | Directo a los lechos % | Totales t. |
|---|---|---|---|---|---|
| Carbonato «Orconera» ... ... | 1.152 | | 668 | | 1.820 |
| Piritas ... ... ... ... ... ... | 350 | | 0 | | 350 |
| «Dícido» ... ... ... ... ... ... | 270 | | 190 | | 460 |
| Rubio «Orconera» ... ... ... | 136 | | 164 | | 300 |
| Lavado «Orconera» ... ... ... | 123 | | 77 | | 200 |
| Polvo de tragante ... ... ... | 70 | | 0 | | 70 |
| | 2.101 | 66 | 1.099 | 34 | 3.200 |

Una vez realizada la «sinterización» y hecha la corrección del azufre que durante ella se elimina, el azufre y el fósforo introducido por los lechos en el horno alto será el que se indica en el Cuadro XIV.

La cantidad de arrabio que se ha de obtener, junto con la escoria producida, será la indicada en el Cuadro XV, según los análisis químicos corrientes en la actualidad de todas estas materias primas. Previamente he calculado la escoria que se produce por cada elemento integrante de la carga.





No descuento, en la producción del arrabio, el 0,84 % de Fe que, normalmente, pasa a la escoria, por no haber considerado tampoco en la carga las adiciones de cascarilla de laminación, lágrimas de las máquinas coladoras, etc., que puedan hacerse.

A la vista de las 1.839 t. de arrabio producidas, se deduce que el consumo de coque será bastante menor de lo supuesto, y que, quizás, se llegue a los 800 kilogramos/t.

PROPORCIÓN DE AZUFRE EN EL ARRABIO

Con nuestra marcha normal de escoria de un grado de basicidad de 1,2, correspondiente a la marcha ácida, la desulfuración, según se ha comprobado en diversas ocasiones, es del orden del 96 al 98 %, lo que está de acuerdo con las cifras de Hütte. Ossan, Johnson, Lennings, etc. (2.5 a 3,5 % de azufre en la escoria). Según esto, el azufre que pasará a la escoria será 25.833 × 0,97 = 25.058 kgs., o sea:

$$\frac{25.058 \times 100}{1.077.629} = 2,33 \text{ \% de S en la escoria.}$$

Contando se volatilice y pase al polvo de tragante tan sólo un 1 % del azufre de la carga, por este concepto se eliminarán 258,33 kgs.; quedarán por pasar al hierro

$$25.833 - (25.058 + 258,33) = 516,7 \text{ kgs.}$$

lo que corresponde a un porcentaje en el arrabio de:

$$\frac{516,7 \times 100}{1.839.000} = 0,02809 \text{ \% de azufre.}$$

Cifra muy aceptable; esto permitirá llegar con toda seguridad a la supresión de la posterior desulfuración con sosa, en las cucharas de colada, lo que necesariamente tiene que realizarse en otro caso, y a trabajar con escorias menos calcáreas, es decir, con menor adición de caliza, con lo que se reduce el consumo específico de coque.

En uno u otro caso, o en ambos, el costo del arrabio por este concepto de la desulfuración deberá ser menor. No se olvide que la desulfuración será probablemente mayor aún de la que aquí se ha calculado.

PROPORCIÓN DE FÓSFORO EN EL ARRABIO

Como todo el fósforo pasa al hierro, el contenido en el arrabio será:

$$\frac{955 \times 100}{1.839.000} = 0,05193 \text{ \%}$$

cifra también muy aceptable.

En la Tabla *c*) se observa que la proporción de «sinter» resultante de la quebrantación en trozos de 75 mm., como máximo, y de la trituración de la fracción comprendida entre 10 y 20 mm., es algo superior a la que se considera económica en la marcha de los hornos, y que se cifra en el 35 al 50 % de los lechos (16).

En el horno alto de la Ford Co., de Dagenham (Londres), he visto emplear hasta el 100 % de «sinterin» en los lechos, según las disponibilidades de mineral, sin modificar para nada el perfil del horno.

No obstante, estimo que, como no habrá necesidad de rebajar tanto el tamaño, por ser los minerales de esta zona fácilmente reducibles, es muy probable que, en la realidad, quebrantando tan sólo hasta unos 125 mm., las cifras se modifiquen fundamentalmente y que la proporción del producto «sinterizado» se reduzca al 50 % como valor medio, en el lecho de fusión del horno alto.

LECHO B.—CONSTITUÍDO EXCLUSIVAMENTE DE CARBONATOS

Animado por los resultados de los ensayos de «sinterización» obtenidos con carbonatos calcinados solos (Cuadro IV), voy a considerar todavía otro lecho constituído exclusivamente de carbonato calcinado más el polvo de tragante (17).

Después de algunos tanteos fijo este consumo como sigue:

*Lecho B*

| | | | |
|---|---|---|---|
| Carbonato calcinado «sinterizado»... ... | 2.090 t. | 65,5 | 98 % |
| Carbonato calcinado ... ... ... ... ... ... | 1.040 t. | 32,5 | |
| Polvo de tragante ... ... ... ... ... ... ... | 70 t. | | 2 % |
| TOTAL ... ... ... ... ... | 3.200 t. | | 100 % |

Este lecho sería el que habría que utilizar en las fábricas siderúrgicas de Vizcaya, una vez agotados los rubios y sin aportación de minerales de otras provincias ni del Marruecos.

Operando como anteriormente, se obtienen las Tablas *a'*), *b'*) y *c'*) del Apéndice (págs. 91 y 92), y con los mismos análisis y datos que anteriormente, se pueden





formular los Cuadros XVI y XVII. De ellos se deduce, que a la escoria pasarán:

$$27.676 \times 0{,}97 = 26.846 \text{ kgs. de S,}$$

siendo la proporción en la escoria del:

$$\frac{26.846}{1.127.947} = 2{,}38\ \%,$$

lo cual, como en el caso anterior, es completamente admisible.

## CALIDAD DEL ARRABIO

La proporción de azufre en el arrabio será:

$$27.676 - (26.846 + 276) = 554 \text{ kgs.,}$$

que corresponde a:

$$\frac{554 \times 100}{1.794} = 0{,}0308\ \%$$

francamente aceptable sin necesidad de desulfuración posterior de ninguna clase (sosa, etc.).

Ni que decir tiene que, en cuanto al fósforo, la proporción disminuye, y que es ahora del orden del:

$$\frac{912}{1.974} = 0{,}0505\ \%.$$

Lo que demuestra que, incluso este lecho, es posible utilizarlo en el horno alto, «sinterizando» exclusivamente el carbonato calcinado, y con las mismas circunstancias del lecho tipo A, puesto que físicamente es aceptable; en cuanto a la proporción de azufre, es ésta más reducida que si se cargan rubios solamente.

Tanto con el lecho del tipo A como con el del B, el tonelaje obtenido resulta ser de unas 1.800 t., en vez de las 1.600 t. de partida. Esto corresponde a un consumo de coque mucho más favorable del supuesto, de $\frac{1.440}{1.800} = 0{,}800$, y a un rendimiento del mineral de $\frac{1.800}{3.200} = 0{,}56$.

Todo lo cual da, evidentemente, mayor margen de seguridad a las premisas fijadas.

El presente estudio no debe considerarse definitivo, ya que pueden variar las proporciones de las distintas fracciones de los minerales al modificarse el tamaño máximo de partida que se vaya a cargar directamente en el horno alto, las calidades y tipos de los propios minerales, los consumos específicos de coque, y, por tanto, las cantidades de escoria que se han de formar, las cantidades de azufre y de fósforo introducidas en los lechos de fusión, etc., etc. En rigor, en cuanto al análisis, no podrán ser exactas las apreciaciones, en tanto no se disponga del análisis del propio «sinter» obtenido, pues en él podrán variar incluso elementos como el Si, Mn, etc.

* * *

Aparte de otras cuestiones beneficiosas, me atrevo a asegurar lo siguiente:

Con la «sinterización» se puede incrementar el consumo de *carbonatos en los lechos hasta el 60 %*, utilizando, además, los minerales corrientemente empleados, e, incluso, los residuos de piritas, con lo cual, en lo que a la minería de Vizcaya se refiere, queda resuelto el problema del beneficio de sus minerales y marcha de su extracción, puesto que entonces el tonelaje de carbonatos representará aproximadamente el 80 % de sus entregas. Esto va completamente de acuerdo con las cifras dadas en las últimas cubicaciones de existencias en sus criaderos, según las cuales el 80 % es de carbonato, y aun este incremento de consumo se podrá llevar en las ocasiones en que se precise hasta el *100 % de carbonato en los lechos*, sin detrimento en la marcha del horno alto, ni perjuicio para la calidad del lingote obtenido.

Con la «sinterización» se puede incrementar fundamentalmente el tonelaje de arrabio obtenido, tanto por el mayor rendimiento de los lechos de fusión, como por la disminución del consumo específico de coque, lo cual deja más combustible disponible para el horno alto. Para combustibles de «sinterización» pueden emplearse, además del propiamente contenido en el polvo de tragante, los finos de coque, antracita y otros de bajo valor.

Con cualquier tipo de lecho parecido a los dos indicados, mediante la «sinterización» queda eliminado el problema del azufre en el arrabio, sin necesidad de emplear la sosa, evitando así gastos superfluos, molestias al personal, peligro de corrosión en las estructuras metálicas, etc.

Como consecuencia del aumento de consumo en los lechos de fusión de los carbonatos, y del empleo de





residuos de piritas, se atenúa la cuestión del fósforo en el arrabio, en bastante proporción.

Para realizar la «sinterización» y consiguiente preparación de minerales, hacen falta instalaciones que la industria nacional se halla capacitada de proporcionar; quizá para mayor garantía tan sólo sea precisa la importación de algunos pocos elementos, como los ventiladores de aspiración, molinos de trituración, etcétera, que no habrán de complicar más el problema existente de divisas.

El emplazamiento de tales instalaciones parece indicado se realice en las propias fábricas siderúrgicas, dado que el producto «sinterizado» no admite gran número de trasbordos, so pena de convertirlo, casi todo él, en menudo.

Y si los siderúrgicos están en ello esperanzados, los mineros no deben apoyarlo con menos interés.

## V. AUMENTO DE PRODUCCIÓN DE ARRABIO

Pero, si interesante es la cuestión de resolver el aprovechamiento de los carbonatos y aun de los residuos de piritas, la importancia que para la industria nacional tiene, sobre todo, en los momentos actuales, el aumento de producción de arrabio que es posible obtener mediante la «sinterización» y preparación de minerales, es algo decisivo (18).

Y esto, con el mismo número de hornos altos de que se dispone hoy y con la misma cantidad de coque siderúrgico que a ellos se suministra, representa perspectiva muy halagadora.

Por ser el hierro base substancial de toda la industria, parece indicado estimar, en cuanto puede cifrarse, el aumento posible que se puede obtener con la solución indicada.

Según acabamos de ver, el consumo específico del coque puede reducirse en el horno alto, con la preparación y «sinterización» de los minerales a 800 kgs./t. arrabio. El consumo medio en los hornos altos de la zona Vizcaya-Santander, no se hallará hoy muy lejos de la cifra de 1.070 kgs./t. de arrabio. La economía de coque será entonces del orden del

$$\frac{(1.070 - 800) \times 100}{1.070} = 25,2 \ \%$$

Y, si se economizan 270 kgs. de coque por tonelada, quiere decirse que, con la misma cantidad de coque, el aumento de producción de arrabio deberá venir influenciado por la relación

$$\frac{1.070}{800} = 1,33 \ \%$$

con incremento del 33 %.

Esta cifra podemos comprobarla por otra consideración. Si la producción actualmente obtenible es de 1.350 t., y, si, según los resultados logrados, tanto con el lecho del tipo A (carbonatos, rubios y piritas), como con el del tipo B (exclusivamente de carbonatos), podremos obtener 1.800 t., es evidente que el incremento de la producción será:

$$\frac{(1.800 - 1.350) \times 100}{1.350} = 34 \ \%$$

Aun cuando son sorprendentes, no deben de extrañar estas cifras. Recientemente se han hecho públicos los resultados obtenidos en una fábrica siderúrgica de Colorado (Estados Unidos), que tuve ocasión de visitar hace unos tres años, en donde se ha llegado por este concepto de la preparación de minerales al 38,2 % de aumento de producción (19).

Y, si para ser prudentes, a fin de compensar posibles errores de apreciación y contingencias en el servicio de los hornos altos que no se han tenido en cuenta o no se pueden prever, reducimos los valores que acabamos de hallar en un tercio, obtendremos como módulos finales:

Economía de coque = 17 %

equivalente a un:

Aumento de producción = 22 %.

Según datos recogidos en el *Boletín Minero-Industrial*, la producción de lingotes durante el año 1948 fué en Vizcaya-Santander de 322.718 t. (*).

Pues bien, con el mismo tonelaje de coque consumido (que fué el puesto a su disposición, por lo que no pudieron trabajar sus instalaciones ni al 70 % de su capacidad), una vez realizada la preparación y «sinterización» de minerales, se podrán obtener:

$$322.718 \times 1,22 = 393.716 \text{ t.}$$

es decir, *71.000 t. más de lingote.*

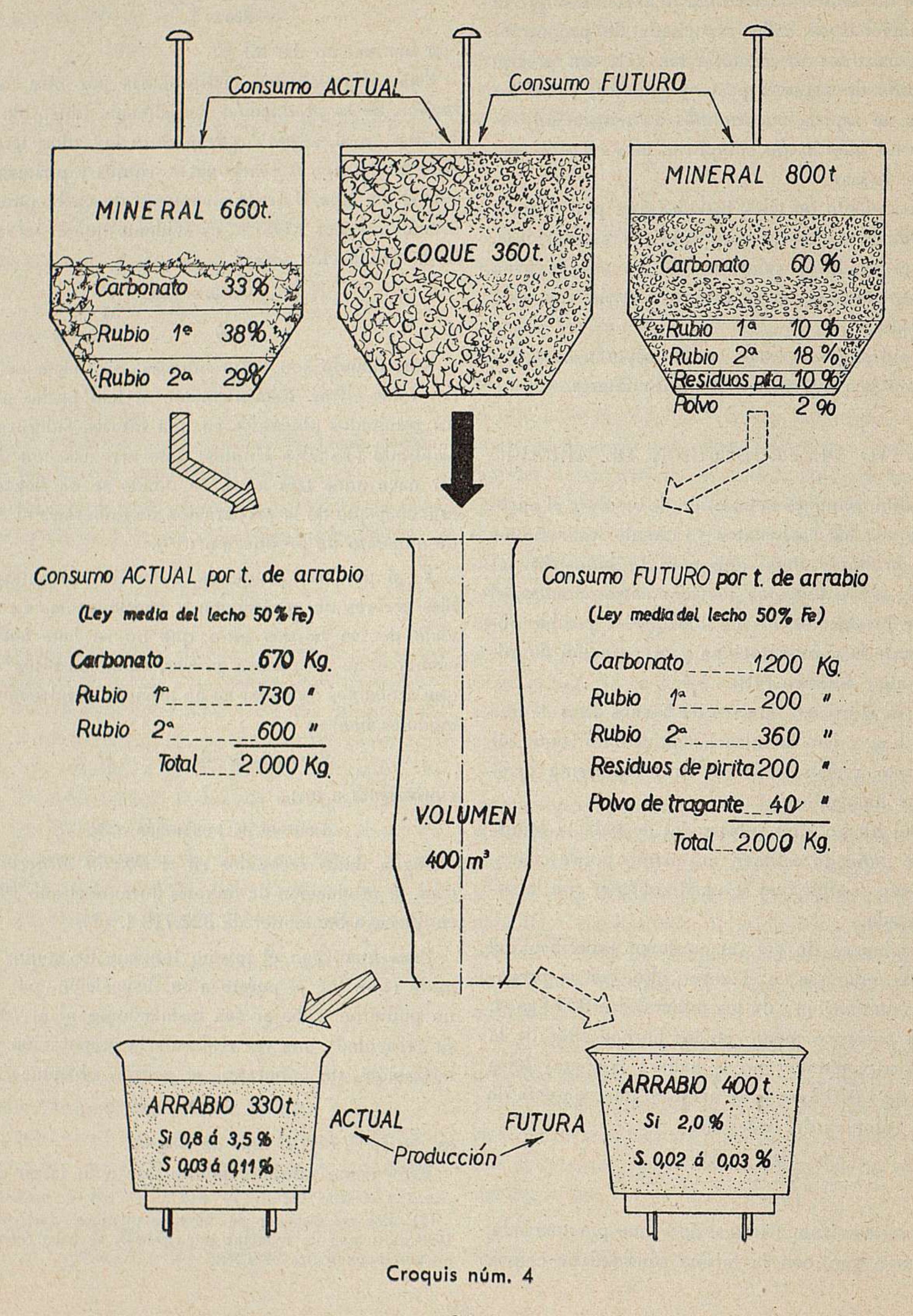
Esto como mínimo, puesto que a lo largo de todo

(*) Por no disponer de datos estadísticos exactos del año 1949 al tiempo de redactar este trabajo, se hace referencia a los correspondientes de 1948.





COMPARACIÓN DE DATOS DIARIOS DE MARCHA ALCANZABLE POR HORNO CON LOS MINERALES ACTUALES Y LOS PREPARADOS EN LA INSTALACIÓN PRECONIZADA




Croquis núm. 4

este trabajo se habrá podido observar la cautela con que, en todo momento, se ha procedido.

Quiero insistir en que este aumento obtenible de 71.000 t. de lingote de hierro, en la región Vizcaya-Santander, se refiere exclusivamente al mismo consumo total de coque de que se ha dispuesto en el pasado año y no a ninguna cifra hipotética.

En el croquis núm. 4, y referido al horno tipo de 400 m$^3$ de capacidad, se representan gráficamente las ventajas que se obtendrán en la marcha diaria, comparando con los minerales cargados actualmente los futuros lechos preparados que contengan, además, mayor proporción de carbonato y residuos de piritas.

La ley aproximada de los minerales que se consumen actualmente es: carbonatos, 52 % de hierro; «rubios de 1.ª», 50 %; «rubios de 2.ª», 45 % de hierro; entran en los lechos en la proporción de 33 % de carbonato y 38 y 28 %, respectivamente, de «rubios de 1.ª» (Orconera, Rif, Dícido, etc.) y de «rubios de 2.ª» (Sorpresa, Zarzal, etc.), con lo que resulta una ley media en el lecho de fusión del 50 % y se obtiene como máximo, sin chatarra, una producción de 330 t./día de arrabio por horno.

Una vez en servicio las instalaciones preconizadas, se introducirán en las cargas de los hornos altos dos nuevos materiales: los residuos de piritas de aproximadamente 62,5 % de hierro y el polvo de tragante con 30 a 40 % de hierro, y sus proporciones de consumo manteniendo la misma riqueza en el lecho del 50 %, serán 10 % de cenizas de pirita y 2 % de polvo de tragante, lo que, con 60 % de carbonatos, 10 % de «rubios de 1.ª» y 18 % de «rubios de 2.ª», permitirá reducir enormemente la proporción de consumo de «rubios». La producción de arrabio por horno y día será de 400 t., con un contenido de azufre reducido y de calidad constante.

Pero el módulo mínimo anteriormente hallado se puede aplicar igualmente a la producción de las fábricas que no emplean todavía los procedimientos auxiliares descritos, y en esta aproximación general estimo se puede emplear en su mitad, es decir, un aumento de producción del 11 % al tonelaje de arrabio producido en factorías que, como la de Sagunto, disponen de instalaciones de «sinterización», pero no de las correspondientes de preparación de lechos homogéneos de fusión.

En tal supuesto, si de la producción total de lingote de hierro de España, que recojo en el *Boletín Minero-Industrial* citado, fué de 519.226 t. en 1948, descuento la de esta zona, quedan 196.508 t., que se descomponen de esta forma:

| | |
|---|---|
| Producción de Sagunto (A. H. V.)... ... ... ... ... | 80.141 t. |
| Idem de las restantes fábricas (Asturias, etc.)... ... | 116.367 t. |

Si en todas ellas se llegase a la preparación de sus minerales con la «sinterización» y clasificación de los mismos (tal como en alguna de las más importantes de Asturias se está ya realizando), el aumento de producción, con la misma marcha que en el año 1948, es decir, con la misma cantidad de coque total consumido, sería:

$$196.508 - (80.141 \times 1,11 + 116.367 \times 1,22) = 34.415 \text{ t.}$$

Totalizando este incremento con el de Vizcaya-Santander, se llega a la cifra de *105.415 t. más de arrabio* obtenible en España.

Por muchos millones de pesetas que pueda costar la implantación de la preparación completa de minerales, no hay duda de que estas 100.000 t. anuales de aumento de lingote de hierro amortizarán en breve plazo el capital invertido, sobre todo si se tiene en cuenta que el cargo por concepto de mano de obra es casi insignificante en tales instalaciones.

Detallado y concienzudo estudio económico realizado hace no mucho tiempo en una de las principales factorías siderúrgicas españolas demostró que, en menos de 3 años, se puede amortizar la instalación completa de preparación de minerales.

Téngase en cuenta, que será muy probable se supere esta cifra de aumento de producción en cantidad importante.

* * *

Es justo mencionar que en Altos Hornos de Vizcaya, y para su realización en varias etapas, se está desarrollando un proyecto completo de «sinterización» y preparación de minerales, que reúne todas las garantías necesarias.

Se intenta llegar, con los perfeccionamientos más modernos de la técnica, y a la vista de los resultados prácticos que se vayan logrando, a una solución final, modelo en su género.

Se proyecta: un parque centralizado de acopio de minerales y calizas con accesos por ferrocarril y vía





marítima, equipado con todas las grúas necesarias; trituración de menudos; clasificación de tamaños para destinar a la carga directa en hornos altos a la «sinterización» y a la formación de la cama del «sinter», trituración de los menudos de coque que constituyen el combustible de la operación, instalación propia de «sinterin», por aspiración, para lo que se prevé el emplazamiento hasta de tres cintas sistema «Dwight-Lloyd», de unas 1.000 t. de producción diaria cada una, y la instalación de preparación de lechos homogéneos en composición mecánica y química.

Todo ello con sus correspondientes cintas de transporte de goma, silos de almacenaje intermedio, centrales de carga y de descarga, básculas de pesada y dos posibles mandos automáticos.

## VI. *CONCLUSIONES*

Los ensayos realizados de trituración, clasificación y «sinterización» de minerales, los datos recogidos de instalaciones existentes y las deducciones de los cálculos desarrollados en el presente estudio, permiten establecer las siguientes conclusiones:

Primera. Es posible incrementar el 66 %, y acaso al 100 %, la proporción empleada de carbonatos calcinados de hierro en los lechos de fusión del horno alto, limitada actualmente en el 33 %. Con ello se resuelve el grave problema planteado a la minería de la región Vizcaya-Santander, donde, por los datos aportados, parece deducirse que el 80 % de las reservas de sus criaderos son de carbonato.

Esto puede realizarse por la implantación de un sistema completo de preparación y «sinterización» de los minerales menudos, con lo que se consigue, junto a calidad químicamente más regular del arrabio obtenido, mayor vida de los propios hornos altos, aparte de importante economía de coque metalúrgico.

Todas las instalaciones pueden construirse en España, a excepción de alguna pequeña cantidad de maquinaria, tal como los ventiladores de aspiración, molinos de trituración y quebrantación, etc., que, para mayor garantía, podrían importarse del exterior.

Segunda. La solución indicada permite la revalorización, entre otras materias y subproductos, de los residuos de piritas de las fábricas de ácido sulfúrico, hasta ahora sin aplicación, una vez descobrizadas (con el doble objeto de aprovechar el cobre contenido y de reducir la proporción de azufre), lo que constituiría aportación de materia prima de hierro para la siderurgia, de tanta mayor importancia cuanto mayor sea el desarrollo que pueda experimentar la industria química. Se calcula que el tonelaje puesto a disposición de los hornos altos será del orden de las 125.000 t. anuales en la zona Vizcaya-Santander, y de unas 300.000 t. anuales en toda España, supuestas ya en servicio las nuevas fábricas del Norte de España.

Tercera. La producción de arrabio, con las instalaciones indicadas, pueden incrementarse, sin temor a error en la apreciación, en un mínimo del 22 %.

Esto para la producción alcanzada en la región Vizcaya-Santander el año 1948, de 322.000 t. de arrabio, supondrá un aumento de 70.000 t. de lingote al año, y, referida a la producción total de España, este aumento podrá llegar a superar las 100.000 t. de lingote de hierro, anualmente, con la misma cantidad de coque puesta a disposición de los hornos altos en 1948.

La sola trascendencia en la economía nacional de este incremento del tonelaje producido, bastaría para justificar la implantación de las instalaciones indicadas, si no viniera ya obligadamente impuesta por el problema de los carbonatos.

Bilbao, abril 1950.

(*Los cuadros y tablas que se indican en el texto van en el apéndice que sigue.*)





## CUADRO I

**Resultados de las clasificaciones de los minerales según vienen de la mina y después de triturcdo lo grueso > 75 mm.**

| Tamaño mm. | Carbt.° Orconera (1) (calcinado) | | | Rubio Orconera (1) | | | Lavado Orconera (2) | | | Dícido (3) | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Antes % | Después % | Aumento | Antes % | Después % | Aumento | Antes % | Después % | Aumento | Antes % | Después % | Aumento |
| 0-10 | 32 | 38 | 6 | 5 | 10 | 5 | 5 | 7 | 2 | 1 | 3 | 2 |
| 10-20 | 15 | 18 | 3 | 18 | 29 | 11 | 40 | 44 | 4 | 39 | 41 | 12 |
| 20-30 | 11 | 14 | 3 | 11 | 13 | 3 | 20 | 23 | 3 | 29 | 30 | 2 |
| 30-75 | 16 | 30 | 14 | 15 | 48 | 33 | 20 | 26 | 6 | 17 | 26 | 9 |
| 75-300 | 26 | 0 | | 44 | 0 | | 15 | 0 | | 14 | 0 | |
| 300-600 | 0 | 0 | | 7 | 0 | | 0 | 0 | | 0 | 0 | |
| | 100 | 100 | | 100 | 100 | | 100 | 100 | | 100 | 100 | |

(1) Por las condiciones en que se realizó el ensayo, se puede considerar definitivo.
(2) Si este mineral hubiese estado más seco, hubiera dado mayor proporción en la facción de 0-10 mm.
(3) Si » » » » » » » » » » puesto que por ser muy pastoso, se quedaba en gran parte pegado a la criba.

## CUADRO II

**Resultado final, de estado de los minerales después de triturados y clasificados**

| Tamaño mm. | Carbonato Orconera (calcinado) % | Rubio Orconera % | Lavado Orconera % | Dícido % |
|---|---|---|---|---|
| 0-10 | 38,2 | 10,1 | 7,2 | 2,9 |
| 10-30 | 32,2 | 41,8 | 66,5 | 70,9 |
| 30 | 29,6 | 48,1 | 26,3 | 26,2 |
| | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

## CUADRO III

### 1.er Grupo

### Carbonatos crudos

| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Después del ensayo de resistencia «Simmerbach» de 1/5' de duración (5 vueltas de tambor): Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
|---|---|---|---|---|---|
| 202 | Carbonato Orconera ... ... | 100 | 0-10 | 61 | 7,45 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... ... ... | 25 | 1- 3 | | |
| 203 | Carbonato Orconera ... ... | 100 | 0- 5 | 59,59 | 6,42 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... ... ... | 20 | 1- 3 | | |
| 208 | Carbonato Orconera ... ... | 100 | 0-10 | 56,04 | 12,19 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... ... ... | 25 | 1- 3 | | |
| 210 | Carbonato Orconera ... | 100 | 0-10 | 52,44 | 11,10 |
| | Coque... ... ... ... ... ... | 25 | 1- 3 | | |

## CUADRO IV

### 1.er Grupo

### Carbonctos calcinados

| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
|---|---|---|---|---|---|
| 31 | Carbonato Bilbao... ... ... | 100 | 0,5- 1 | 77,38 | 11,73 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 9 | 1- 3 | | |
| 32 | Carbonato Bilbao... ... ... | 100 | 1- 3 | 75,92 | 10,49 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 9 | 1- 3 | | |
| 33 | Carbonato Bilbao... ... ... | 100 | 3- 5 | 70,35 | 13,44 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 9 | 1- 3 | | |
| 34 | Carbonato Bilbao... ... ... | 100 | 5- 10 | 68,18 | 9,60 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 9 | 1- 3 | | |
| 30 | Carbonato Bilbao... ... ... | 100 | 0-0,5 | 44,35 | 21,60 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 9 | 1- 3 | | |

## CUADRO V

### 2.° Grupo

| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao... ... ... | 90 | 0,5- 1 | | |
| 36 | Dícido lavado ... ... ... ... | 10 | 0-10 | 79,92 | 11,81 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |





| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Después del ensayo de resistencia «Sincmerbach» de 1/5 de duración (5 vueltas de tambor) Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 70 | 0-10 | | |
| 67 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30 | 0-10 | 78,07 | 16,82 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Cal ... ... ... ... ... ... ... | 1 | | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 50 | 0-10 | | |
| 64 | Dícido lavado ... ... ... ... | 50 | 0-10 | 76,68 | 21,77 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 60 | 0,5- 1 | | |
| 53 | Dícido lavado ... ... ... ... | 40 | 0-10 | 76,63 | 14,64 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 70 | 1- 3 | | |
| 48 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30 | 0-10 | 76,61 | 12,39 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 50 | 5-10 | | |
| 63 | Dícido lavado ... ... ... ... | 50 | 0-10 | 76,55 | 21,81 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 70 | 0-10 | | |
| 51 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30 | 0-10 | 76,00 | 14,87 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 60 | 0-10 | | |
| 58 | Dícido lavado ... ... ... ... | 40 | 0-10 | 75,92 | 19,58 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5,5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 70 | 0,5- 1 | | |
| 47 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30 | 0-10 | 75,50 | 13,98 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 60 | 1- 3 | | |
| 54 | Dícido lavado ... ... ... ... | 40 | 0-10 | 74,31 | 14,17 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |

## CUADRO VI

### 3.er Grupo

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao... ... ... | 69 | 0,5- 1 | | |
| 68 | Dícido lavado ... ... ... ... | 29 | 0-10 | 73,16 | 18,05 |
| | Polvo tragante... ... ... ... | 2 | 0- 1 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao... ... ... | 47 | 0-10 | | |
| 70 | Dícido lavado ... ... ... ... | 47 | 0-10 | 47,17 | 18,50 |
| | Polvo tragante... ... ... ... | 6 | 0- 1 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 3,85 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao... ... ... | 47 | 0-10 | | |
| 69 | Dícido lavado ... ... ... ... | 47 | 0-10 | 46,85 | 17,78 |
| | Polvo tragante... ... ... ... | 6 | 0- 1 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 2,75 | 1- 3 | | |

## CUADRO VII

### 4.º Grupo

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 39,2 | 0-10 | | |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 39,2 | 0-10 | | |
| 73 | Polvo tragante ... ... ... ... | 5,0 | 0- 1 | 79,35 | 17,11 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 16,6 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 3,85 | 1- 3 | | |

| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Después del ensayo de resistencia «Simmerbach» de 1/5 de duración (5 vueltas de tambor) Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 36,2 | 0-10 | | |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 36,2 | 0-10 | | |
| 74 | Polvo tragante ... ... ... ... | 4,6 | 0-10 | 78,45 | 15,63 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 23,0 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 3,85 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 42,3 | 0-10 | | |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 42,3 | 0-10 | | |
| 75 | Polvo tragante ... ... ... ... | 5,4 | 0-10 | 78,19 | 16,33 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 10,0 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 3,85 | 1- 3 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 37,6 | 0-10 | | |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 37,6 | 0-10 | | |
| 79 | Polvo tragante ... ... ... ... | 4,8 | 0- 1 | 77,10 | 20,02 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 20,0 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 2,75 | 1- 3 | | |

## CUADRO VIII

### 5.º Grupo

Ensayos que mejor aglomeraron

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Residuos pirita ... ... ... ... | 24,16 | 0-10 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 24,16 | 0-10 | | |
| 93 | Dícido lavado ... ... ... ... | 24,16 | 0-10 | 77,33 | 22,05 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 24,16 | 0-10 | | |
| | Polvo tragante ... ... ... ... | 3,3 | 0- 1 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1- 3 | | |
| | Residuos pirita ... ... ... ... | 23,75 | 0-10 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 23,75 | 0-10 | | |
| 94 | Dícido lavado ... ... ... ... | 23,77 | 0-10 | 76,71 | 20,06 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 23,75 | 0-10 | | |
| | Polvo tragante ... ... ... ... | 5,0 | 0- 1 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1- 3 | | |
| | Residuos pirita ... ... ... ... | 20,0 | 0-10 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 30,0 | 0-10 | | |
| 91 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30,0 | 0-10 | 72,55 | 23,19 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 20,0 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1- 3 | | |
| | Residuos pirita ... ... ... ... | 25,0 | 0-10 | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 25,0 | 0-10 | | |
| 92 | Dícido lavado ... ... ... ... | 25,0 | 0-10 | 71,49 | 24 81 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 25,0 | 0,10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1- 3 | | |

Ensayos que peor aglomeraron

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Residuos pirita ... ... ... | 70,0 | 0-10 | | |
| 89 | Dícido lavado ... ... ... ... | 30,0 | 0-10 | 23,22 | 28,80 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,9 | 1- 3 | | |
| | Residuos pirita ... ... ... | 60,0 | 0-10 | | |
| 90 | Dícido lavado ... ... ... ... | 40,0 | 0-10 | 29,65 | 28,20 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,9 | 1- 3 | | |
| | Residuos pirita ... ... ... | 70,0 | 0-10 | | |
| 87 | Dícido lavado ... ... ... ... | 20,0 | 0,10 | 40,46 | 35,00 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 10,0 | 0,10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1- 3 | | |





## CUADRO IX

### 6.º Grupo

| Núm. del ensayo | Minerales y componentes | % | Tamaño mm. | Después del ensayo de resistencia «Simmerbach» de 1/5 de duración (5 vueltas de tambor) | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Aglomerado > 10 mm. % | Porosidad % |
| 107 | Orconera lavado ... ... ... | 100 | 0-10 | 67,61 | 20,31 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 7 | 1- 3 | | |
| | Galerna ... ... ... ... ... ... | 50 | 0-10 | | |
| 105 | Dícido lavado ... ... ... ... | 50 | 0-10 | 66,45 | 19,16 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 7 | 1- 3 | | |
| 110 | San Benito ... ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 63,96 | 18,49 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| 102 | Dícido lavado ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 60,92 | 20,52 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 6 | 1- 3 | | |
| 100 | Dícido lavado ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 60,21 | 16,10 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 7 | 1- 3 | | |
| 99 | Dícido cantera ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 55,28 | 24,71 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 7 | 1- 3 | | |
| 109 | San Benito ... ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 47,86 | 13,61 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 7 | 1- 3 | | |
| | Galerna ... ... ... ... ... ... | 45,44 | 0-10 | | |
| 114 | San Benito ... ... ... ... ... | 45,44 | 0-10 | 44,00 | 17,95 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 9,1 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5,0 | 1- 3 | | |
| | Galerna ... ... ... ... ... ... | 45,44 | 0-10 | | |
| 116 | Dícido cantera ... ... ... ... | 45,44 | 0-10 | 35,04 | 17,50 |
| | Residuo «sinterin»... ... ... | 9,1 | 0-10 | | |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5,0 | 1- 3 | | |
| 104 | Galerna ... ... ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 34,10 | 15,99 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | Galerna ... ... ... ... ... ... | 50 | 0-10 | | |
| 106 | Dícido lavado ... ... ... ... | 50 | 0-10 | 33,87 | 19,80 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| | San Benito ... ... ... ... ... | 50 | 0,10 | | |
| 112 | Dícido cantera ... ... ... ... | 50 | 0-10 | 32,35 | 14,10 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| 101 | Dícido cantera ... ... ... ... | 100 | 0-10 | 28,81 | 19,20 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |
| 108 | Orconera lavado ... ... ... | 100 | 0-10 | 27,35 | 15,80 |
| | Coque ... ... ... ... ... ... | 5 | 1- 3 | | |

## CUADRO X

### Desulfuración de los ensayos que mejor han aglomerado

| Ensayo n.º | S de la mezcla % | S del aglomerado % | Desulfuración obtenida % |
|---|---|---|---|
| | 1.er Grupo | | |
| 31 | 0,508 | 0,124 | 75 |
| 32 | 0,371 | 0,096 | 74 |
| 33 | 0,330 | 0,130 | 61 |
| | 2.º Grupo | | |
| 26 | 0,380 | 0,160 | 58 |
| 67 | 0,398 | 0,192 | 52 |
| 64 | 0,302 | 0,110 | 64 |
| 48 | 0,302 | 0,082 | 73 |
| 58 | 0,357 | 0,137 | 62 |
| 47 | 0,371 | 0,165 | 56 |
| 54 | 0,291 | 0,096 | 67 |
| | 3.er Grupo | | |
| 68 | 0,357 | 0,192 | 46 |
| | 4.º Grupo | | |
| 73 | 0,322 | 0,130 | 60 |
| 74 | 0,316 | 0,110 | 65 |
| 79 | 0,310 | 0,077 | 75 |
| 77 | 0,275 | 0,124 | 55 |
| | 5.º Grupo | | |
| 93 | 0,398 | 0,080 | 80 |
| 94 | 0,412 | 0,109 | 74 |
| 91 | 0,344 | 0,069 | 80 |
| 92 | 0,344 | 0,055 | 84 |
| | 6.º Grupo | | |
| 107 | 0,077 | 0,014 | 82 |
| 105 | 0,137 | 0,058 | 58 |
| 117 | 0,096 | 0,041 | 57 |
| 103 | 0,096 | 0,041 | 57 |

## CUADRO XI

### Influencia del coque en la desulfuración

| Ensayos realizados | Minerales empleados en la mezcla | % de coque | Desulfuración media % | Observaciones |
|---|---|---|---|---|
| 5 | Carbonato Bilbao ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 9 | 72,34 | — |
| 30 | » y Dícido ... ... ... ... ... ... ... ... | 9 | 63 17 | |
| 3 | » Dícido y cal... ... ... ... ... ... ... | 9 | 62,84 | con cal, 0,33 % menos desulfuración |
| 1 | » » y polvo de tragante ... | 9 | 46,22 | |
| 1 | » » » ... | 7 | 37,58 | con menos coque, 8,64 % menos desulfuración |
| 1 | » » » ... | 5 | 66,67 | con » » 29,09 % más » |
| 4 | Ct.º Bilbao-Dícido-Polvo de tragte.-R. «sinterin».. | 7 | 48,40 | |
| 1 | Ct.º Bilbao-Dícido-Polvo de tragte.-R. «sinterin».. | 6,4 | 59,63 | con menos coque, 11,23 % más desulfuración |
| 1 | Ct.º Bilbao-Dícido-Polvo de tragte.-R. «sinterin».. | 5,9 | 65,19 | con » » 5,56 % » » |
| 6 | Ct.º Bilbao-Dícido-Polvo de tragte.-R. «sinterin»... | 5 | 69,62 | con » » 4,43 % » » |
| 3 | Ct.º Bilbao-Dícido-Polvo de tragte.-R. íd. y cal.. | 5 | 76,53 | con igual coque, 6,91 % más desulfuraci5n y cal |
| 4 | Pirita-Dícido-Residuo «sinterin»... ... ... ... ... ... ... | 7 | 83,51 | |
| 2 | Pirita-Dícido-Residuo «sinterin». Ct.º Bilbao... ... | 7 | 81,98 | |
| | Pirita-Dícido-Residuo «sinterin». Ct.º Bilbao... ... | | | |
| 2 | Pirita-Dícido-R. «sinterin»-Carbonato Bilbao ... | 5 | 84,75 | con menos coque, 2,77 % más desulfuración |
| 3 | Pirita-Dícido-R. «sinterin»-Polvo de tragante ... ... | 7 | 75,63 | |
| 1 | Pirita-Dícido-R. «sinterin»-Polvo de tragante ... ... | 5 | 84,89 | con menos coque, 9,26 % más desulfuración |
| 7 | Rubios ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 7 | 50,84 | |
| 2 | » ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 6 | 20,92 | con menos coque, 29,72 % menos desulfuración |
| 7 | » ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5 | 60,73 | con » » 39,81 % más » |
| 4 | Rubios y residuos «sinterin» ... ... ... ... ... ... | 5 | 71,19 | |

## CUADRO XII

### Incremento obtenido en la ley de Fe, mediante la "sinterización"

| Componentes | Ley en Fe, en % | | | Incremento de la ley en Fe (A respecto de C) % |
|---|---|---|---|---|
| | En el mineral A | En la mezcla para «sinterizar» B | En el «sinterin» C | |
| Carbonato Orconera... ... ... | 52,42 | 47,98 | 55,69 | 3,37 |
| Idem Bilbao ... ... ... ... ... | 47,88 | 44,84 | 52,92 | 5,04 |
| Carbonatos, rubios y piritas ... ... ... ... ... ... ... ... | 51,05 | 48,09 | 54,16 | 6,10 |

## CUADRO XIII

### Producción media que se ha de obtener de "sinterin" por m² y día

| Ensayo núm. | Minerales | Pesos kgs. | Peso de la mezcla kgs. | Peso aproximado de «sinterin» kgs. | Tiempo invertido en la operación minutos | Producción por m² y día t. | Producción > 10 mm. (útil) t. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 23,5 | | | | | |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 23,5 | | | | | |
| 73 | Polvo tragante ... ... ... ... | 3 | 60 | 54,0 | 13 | 29,304 | 23,253 |
| | Residuos «sinterin» ... ... .. | 10 | | | | | |
| | Residuos pirita ... ... ... ... | 14,25 | | | | | |
| | Carbonato Bilbao ... ... ... | 14,25 | | | | | |
| 94 | Dícido lavado ... ... ... ... | 14,25 | 60 | 54,0 | 15 | 25,411 | 19,493 |
| | Residuos «sinterin» ... ... ... | 14,25 | | | | | |
| | Polvo tragante ... ... ... ... | 3 | | | | | |
| 105 | Galerna ... ... ... ... ... ... | 27,5 | 55 | 49,5 | 14 | 24,957 | 16,584 |
| | Dícido lavado ... ... ... ... | 27,5 | | | | | |
| 107 | Orconera lavado ... ... ... ... | 55 | 55 | 49,5 | 10 | 34,941 | 23,624 |

## CUADRO XIV

### *Lecho A.* - Azufre y fósforo introducidos en la carga

| Mineral | % de S : 100 | kgs. | % de P : 100 | kgs. |
|---|---|---|---|---|
| Por el Carbonato Orconera. | (1.152 × 0,25 + 668) × 0,00450 = | 4.266 | 1.820 × 0,00020 = | 364 |
| Por las piritas ... ... ... ... | ( 350 × 0,25 + 0) × 0,00605 = | 529 | 350 × 0,00010 = | 35 |
| Por el Dícido ... ... ... ... | ( 270 × 0,25 + 190) × 0,00022 = | 566 | 460 × 0,00030 = | 138 |
| Por el rubio Orconera... ... | ( 136 × 0,25 + 164) × 0,00065 = | 130 | 300 × 0,00024 = | 72 |
| Por el lavado Orconera... ... | ( 124 × 0,25 + 76) × 0,00041 = | 45 | 200 × 0,00030 = | 60 |
| Por el polvo de tragante ... | ( 70 × 0,25 + 0) × 0,00660 = | 115 | 70 × 0,00026 = | 18 |
| Por la caliza ... ... ... ... ... | 800 × 0,00100 = | 800 | 800 × 0,00012 = | 96 |
| Por el coque ... ... ... ... ... | 1.440 × 0,01346 = | 19.382 | 1.440 × 0,00012 = | 172 |
| | | 25.833 | | 955 |

## CUADRO XV

### *Lecho A.* - Arrabio obtenido y escoria producida

| Mineral | Ley en Fe | t de Fe | Escoria/t. mineral | kgs. |
|---|---|---|---|---|
| Por el Carbonato Orconera. | 1.820 × 0,5153 = | 937,84 | 1.820 × 170 = | 309.400 |
| Por las piritas ... ... ... ... | 350 × 0,6329 = | 221,51 | 350 × 50 = | 17.500 |
| Por el Dícido ... ... ... ... | 460 × 0,4950 = | 227,70 | 460 × 180 = | 82.800 |
| Por el rubio Orconera... ... | 300 × 0,5356 = | 160,68 | 300 × 140 = | 42.000 |
| Por el lavado Orconera... ... | 200 × 0,5356 = | 107,12 | 200 × 160 = | 32.000 |
| Por el polvo de tragante ... | 70 × 0,4291 = | 30,03 | 70 × 169 = | 11.830 |
| Por la caliza ... ... ... ... ... | 800 × 0,0053 = | 4,24 | 800 × 556 = | 444.800 |
| Por el coque ... ... ... ... ... | 1.440 × 0,0274 = | 39,45 | 1.440 × 150 = | 216.000 |
| | | 1.728,57 | | 1.156.330 |

Con un 2,0 % de Si (y 4,0 % de C) se obtienen:

$$1.728,57 \times \frac{100}{94} = 1.839 \text{ t. de arrabio.}$$

Corrección por el Si del arrabio:
1.839.000 × 0,02 × 2.14 = 78.709 kgs.
Escoria total: 1.156.330 — 78.709 = 1.077.629 kgs.

## TABLA A')

### Proporción de tamaños en el *Lecho B.*

| Tamaño mm. | Carbonato | | Polvo de tragante | | Total | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | t. | % | t. | % | t. | % |
| 0 - 10 | 1.200 | 38,2 | 70 | 100 | 1.270 | 39,7 |
| 10 - 20 | 565 | 18,0 | | | 565 | 17,7 |
| 20 - 30 | 445 | 14,2 | | | 445 | 13,9 |
| 30 - 75 | 920 | 29,6 | | | 920 | 28,7 |
| *Total* ......... | 3.130 | 100,0 | 70 | 100 | 3.200 | 100,0 |

## TABLA B')

### Destino de los tamaños del *Lecho B.*

| Tamaño | t. | % | Destino |
|---|---|---|---|
| De 0 - 10 | 1.834 | 66,6 | para «sinterizar» |
| De 10 - 25 | 223 | | para cama del «sinterin» |
| De 25 - 75 | 1.143 | 33,4 | directo al horno alto |

## TABLA C')

### Distribución y destino de los tamaños del *Lecho B.*

| | Para «sinterizar» | | Directo a los lechos | | Totales |
|---|---|---|---|---|---|
| | t. | % | t. | % | t. |
| Polvo de trangante ... | 1.987 | | 1.143 | | 3.130 |
| Carbonato... ... ... ... | 70 | | 0 | | 70 |
| | 2.057 | 64,3 | 1.143 | 35,7 | 3.200 |

## CUADRO XVI

### *Lecho B.* - Azufre y fósforo introducidos en la carga

| Mineral | % de Si : 100 | kgs. | % de P : 100 | kgs. |
|---|---|---|---|---|
| Por el carbonato ... ... ... | (1.987 × 0,25 + 1.143) × 0,00450 = | 7.379 | 3.130 × 0,00020 = | 626 |
| Por el polvo de tragante ... | ( 70 × 0,25 + 0) × 0,00660 = | 115 | 70 × 0,00026 = | 18 |
| Por la caliza... ... ... ... ... | 800 × 0,00100 = | 800 | 800 × 0,00012 = | 96 |
| Por el coque... ... ... ... ... | 1.440 × 0,01346 = | 19.382 | 1.440 × 0,00012 = | 172 |
| | | 27.676 | | 912 |

## CUADRO XVII

### *Lecho B.* - Arrabio obtenido y escoria producida

| Mineral | Ley en Fe | t. de Fe | Escoria/t· mineral | kgs. |
|---|---|---|---|---|
| Por el carbonato ... ... ... | 3.130 × 0,5153 = | 1.612,88 | 3.130 × 170 = | 532.100 |
| Por el polvo de tragante ... | 70 × 0,4291 = | 30,03 | 70 × 169 = | 11.830 |
| Por la caliza... ... ... ... ... | 800 × 0,0053 = | 4,24 | 800 × 556 = | 444.800 |
| Por el coque... ... ... ... ... | 1.440 × 0,0274 = | 39,45 | 1.440 × 150 = | 216.000 |
| | | 1.686,60 | | 1.204.730 |

Con un 2,0 % de Si (y 4,0 % de C) se obtienen:

$$1.687 \times \frac{100}{94} = 1.794 \text{ t. de arrabio.}$$

Corrección por el Si del arrabio:
1.794.000 × 0,02 × 2,14 = 76.783 kgs.
Escoria total: 1.204.730 — 76.783 = 1.127.947 kgs.

## BIBLIOGRAFÍA


1. Marín, A.: *Recursos minerales de España.* Publicación de la Real Sociedad Geográfica, núm. 110 (1942).
2. Brassert, H. A.: *Progresos recientes en Europa. Clasificación de los minerales para la uniformidad física y química.* Blast Furnace, t. 28 (1940), núm. 3, páginas 262/3.
3. Slater: *El horno alto a presión.* Iron Age., a. 159 (1947), núm. 23, pág. 102.
4. Pasohke, M., y Hahnel, P.: *Tratamiento fuertemente ácido en la siderurgia de minerales ricos en sílice.* Stahl und Eisen, a. 61 (1941), núm. 16, págs. 385/92.
5. Lenning, W.: *Obtención de arrabio en horno alto con marcha ácida.* Stahl und Eisen, a. 58 (1938), núms. 2 y 3, págs. 25/34 y 52/58.
6. Brassert, H. A.: *Experiencia europea y americana en el beneficio de minerales menudos.* Stahl und Eisen, a. 59 (1939), núm. 5, págs. 113/22.
7. Elliot, G. D.: *Problemas en la marcha del horno alto en Appleby-Frodingahn Works.* Iron and Steel Institute, 1944, Report núm. 30.
8. Salis, M., etc.: *Los yacimientos de hierro en España.* Primera Asamblea general en 1948 del Instituto del Hierro y del Acero.






9. Guthmann, K.: *Problemas en la preparación del lecho de fusión con el «sinterin».* Stahl und Eisen, a. 62 (142), núm. 32, págs. 670/77.

10. Howart, D. G.: *Utilización de los minerales de bajo grado.* Iron and Coal, t. 58 (1949), núm. 4.281, abril 15, páginas 789/93.

11. Saunders, H. L.: *Mejoras en el «sinterin» y el sinterizado que se reflejan en la economía del combustible.* Iron and Coal t. (1945), núm. 4.048, págs. 461/64.

12. Williams, R. R.: *La preparación de minerales en las fábricas de la Colorado Fuel and Iron Co.* Blast Furnace, t. 34 (1946), núm. 1, págs. 108/114.

13. Holt, G. J.: *Ultimos progresos en el beneficio de los minerales del Lago Superior (EE. UU.)* Blast Furnace, t. 34 (1947), núm. 1, págs. 77/84.

14. Ess, T. J.: *El horno alto moderno.* Iron and Steel Engineering, 1946, abril, págs. 17/74.

15. Schrupp, P.: *Disposición y servicio de la instalación de sinter Greenawalt en la Julienhutte.* Stahl und Eisen, a. 61 (1941), núm. 34, págs. 785/94.

16. Derclaye, H.: *Treinta años de progreso en la siderurgia.* Revue Universelle des Mines, a. 85 (1942), núm. 7, páginas 201/350.

17. Paquet, J., y Steffer, M.: *Preparación y beneficio de «Minettes» y polvo de tragante.* Stahl und Eisen, a. 62 (1942), núm. 30, págs. 621/33.

18. Wapenhensch, A.: *Aumento de producción en el horno alto por el «sinterin».* Stahl und Eisen, a. 64 (1944), núm. 26, págs. 419/20.

19. Williams, R. R.: *Incremento de la producción de arrabio en un 38,2 % de la preparación y sinterización de minerales.* Steel, t. 123 (1948), núm. 19, noviembre 8, páginas 112/18.

---

*Finalizada la exposición, el Sr. Menéndez Magdalena (D. Dimas), interviene, a fin de llamar la atención sobre las perturbaciones que experimenta la marcha del horno por los frecuentes cambios que es preciso hacer en la composición del lecho de fusión por la variabilidad del coque en contenido de cenizas, lo que influye constantemente en los resultados que puedan obtenerse y afectan a toda la formación de cargas; a lo que el autor del trabajo, Sr. Millán, manifiesta que, en efecto, hay que contar con el factor de perturbacióón que señala el Sr. Menéndez Magdalena, mientras no se disponga de uniformidad en la calidad del coque, pero que esa circunstancia no modifica las conclusiones respecto al empleo de las cenizas de pirita y de la mayor proporción de carbonato en la composición de la carga.*

*Se aprueban las conclusiones.*

*Pásase a la lectura del siguiente trabajo núm. 203.*

# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 203. - Consideraciones Técnico-económicas de una marcha específica «Duplex» Convertidor Bessemer y horno Martín-Siemens con hierro fosforoso

Autor: D. RICARDO FERNÁNDEZ FERNÁNDEZ
Ingeniero Industrial

## I

## VARIANTES QUE SE PUEDEN ADOPTAR EN LA TRANSFORMACIÓN DEL HIERRO EN ACERO Y CONSIDERACIONES TÉCNICAS SOBRE LAS MISMAS

Las necesidades de la vida actual exigen cada vez mayores cantidades de acero, hasta el punto de triplicarse la producción mundial en los primeros cuarenta años del siglo, y esta voracidad parece hasta el momento que no está próxima a satisfacerse.

Para atender a estas exigencias de acero, las industrias de este producto buscan la forma de aumentar su fabricación por todos los medios a su alcance, y para conseguirlo comienzan por aumentar y mejorar la producción de los hornos altos que arrastra tras de sí la de las baterías de coque, dada la fundamental influencia que el combustible tiene en la marcha de aquéllos. Así se hacen grandes instalaciones de trituración, clasificación y sinterización de minerales, que absorben grandes capitales, y los carbones se lavan, clasifican, mezclan y muelen para obtener en las baterías de coque un combustible para los hornos altos que sea resistente, homogéneo y de pocas cenizas y azufre.

Estas circunstancias vienen impuestas por la necesidad de aprovechar mejor los minerales, si que también por mejorar la marcha de los hornos altos, al mismo tiempo que se les exige un hierro de composición definida para favorecer e incrementar la producción de acero.

De manera que el funcionamiento de los hornos altos y baterías de coque gira alrededor de la producción del acero, al señalar la fabricación de aquél la especificación del arrabio que se ha de producir para que dicho acero se fabrique en la cantidad y calidad requeridas y a precio remunerador, puesto que, en fin de cuentas, todo gira en torno del factor económico.

En momentos anteriores al presente, la fabricación de acero era limitada y se utilizaba el procedimiento de fabricación acorde con las primeras materias de que se





disponía, empleándose bien el convertidor ácido o básico o el horno Martín. En éste se trabajaba con abundancia de chatarra y los problemas de fabricación no eran graves ni costosos, pero a medida que la chatarra comenzó a escasear y las exigencias de acero aumentaron, la fabricación a base de horno Martín se fué complicando y encareciendo, viendo las grandes industrias que para producir acero en plan económico era forzoso, al disminuir o desaparecer del mercado la chatarra, disminuir la proporción del silicio del arrabio, tanto para los procedimientos de fabricación a base de arrabio o de éste y chatarra, y, para llegar al horno Martín con menos de 1 % de silicio en el hierro, se establecieron los mezcladores activos de gran tonelaje y se le exigió al horno alto producir aquél con límite máximo de 1,5 % de silicio. De manera que el horno alto tiene que producir un hierro de tipo específicamente señalado, bien sea para el convertidor ácido, para el básico o para el horno Martín. Pero en las regiones donde los minerales son pobres o fosforosos, sin llegar a la dosis precisa para la marcha Thomas, o excesivamente silíciosos y difícilmente reductibles o con la concurrencia de varios de estos caracteres a la vez y, además, con combustible de calidad inferior, se presenta la cuestión de tal manera, que induce a pensar si no sería mejor multiplicar la producción del Horno Martín, no forzando excesivamente la marcha del horno alto y prescindiendo de los mezcladores activos, emplear el procedimiento «Duplex» Convertidor-Horno Martín aprovechando la escoria en caso de tratarse de hierro fosforoso.

Entre las industrias norteamericanas que han implantado el procedimiento figuran las Carnegie-Illinois Steel Corporation, Tennessee Coal, Iron & Railwad Company National Tube Company y Jones & Langhlin Steel Corporation, aparte de otras que utilizan una variación del «Duplex», es decir, empleando en la carga de los hornos Martín metal soplado en convertidores, en cantidades variables del 30 al 70 % y el resto de la carga hierro líquido y chatarra o chatarra solamente, que al fin y al cabo no son más que variantes de este procedimiento.

Acompaño estadísticas de todos conocidas de la producción de hierro y acero en España y extranjero tomadas de la Estadística minero-siderúrgica de España del Sr. Barreiro; y de los del extranjero se deduce que, así como antes de la primera guerra europea la producción de hierro superaba a la del acero, desde entonces acá la producción de acero es mayor que la del hierro, tendiendo a aumentar dicha diferencia, dándose como razón para ello la mayor utilización de la chatarra como primera materia y la escasez que se va notando cada vez más de minerales de hierro ricos, y de seguir esa tendencia creciente en la producción de acero, la chatarra cada vez será más buscada porque además hoy se utiliza en proporción notable, en los hornos altos para mejorar su producción y compensar incluso la escasez de combustibles.

Durante los años de 1948 y 1949 la producción de acero en millones de Tn., según datos del Sr. Barreiro, se clasifica así:

| | Thomas Bessemer | Siemens Martín | Eléctrico y otros |
|---|---|---|---|
| Europa 1948 ... ... ... ... ... | 32,2 | 59,3 | 8,5 |
| Europa 1949 ... ... ... ... ... | 36,5 | 55,0 | 8,5 |
| Estados Unidos 1948 ... ... ... | 4,7 | 89,7 | 5,6 |

En los Estados Unidos predomina en absoluto la fabricación a base de Martín-Siemens, mientras que en Europa se emplean bastante los procedimientos Thomas y Bessemer.

LINGOTE DE HIERRO

*Producción mundial*

| Año | Millones Ts. | Año | Millones Ts. |
|---|---|---|---|
| 1866 ... ... ... ... | 8,9 | 1917 ... ... ... ... | 69,8 |
| 1870 ... ... ... ... | 11,8 | 1918 ... ... ... ... | 64,9 |
| 1875 ... ... ... ... | 13,6 | 1919 ... ... ... ... | 51,9 |
| 1880 ... ... ... ... | 18,2 | 1920 ... ... ... ... | 62,8 |
| 1885 ... ... ... ... | 19,3 | 1921 ... ... ... ... | 37,9 |
| 1890 ... ... ... ... | 26,7 | 1922 ... ... ... ... | 55,4 |
| 1895 ... ... ... ... | 28,5 | 1923 ... ... ... ... | 69,9 |
| 1900 ... ... ... ... | 39,8 | 1924 ... ... ... ... | 68,2 |
| 1901 ... ... ... ... | 39,8 | 1925 ... ... ... ... | 77,1 |
| 1902 ... ... ... ... | 43,4 | 1926 ... ... ... ... | 79,0 |
| 1903 ... ... ... ... | 45,7 | 1927 ... ... ... ... | 86,7 |
| 1904 ... ... ... ... | 44,7 | 1928 ... ... ... ... | 88,7 |
| 1905 ... ... ... ... | 53,2 | 1929 ... ... ... ... | 98,5 |
| 1906 ... ... ... ... | 58,0 | 1930 ... ... ... ... | 80,0 |
| 1907 ... ... ... ... | 59,7 | 1931 ... ... ... ... | 55,6 |
| 1908 ... ... ... ... | 47,6 | 1932 ... ... ... ... | 39,5 |
| 1909 ... ... ... ... | 59,5 | 1933 ... ... ... ... | 49,3 |
| 1910 ... ... ... ... | 64,8 | 1934 ... ... ... ... | 62,7 |
| 1911 ... ... ... ... | 62,8 | 1935 ... ... ... ... | 74,1 |
| 1912 ... ... ... ... | 73,4 | 1936 ... ... ... ... | 91,6 |
| 1913 ... ... ... ... | 78,8 | 1937 ... ... ... ... | 104,3 |
| 1914 ... ... ... ... | 59,3 | 1938 ... ... ... ... | 82,6 |
| 1915 ... ... ... ... | 60,0 | 1942 ... ... ... ... | 123,0 |
| 1916 ... ... ... ... | 72,8 | | |





LINGOTE DE ACERO

*Producción mundial*

| Año | Millones Ts. | Año | Millones Ts. |
|---|---|---|---|
| 1868 ... ... ... ... | 0,3 | 1917 ... ... ... ... | 80,8 |
| 1870 ... ... ... ... | 0,5 | 1918 ... ... ... ... | 76,0 |
| 1875 ... ... ... ... | 1,8 | 1919 ... ... ... ... | 57,6 |
| 1880 ... ... ... ... | 4,2 | 1920 ... ... ... ... | 71,6 |
| 1885 ... ... ... ... | 6,2 | 1921 ... ... ... ... | 44,6 |
| 1890 ... ... ... ... | 12,3 | 1922 ... ... ... ... | 68,4 |
| 1895 ... ... ... ... | 16,6 | 1923 ... ... ... ... | 78,7 |
| 1900 ... ... ... ... | 27,8 | 1924 ... ... ... ... | 78,6 |
| 1901 ... ... ... ... | 30,6 | 1925 ... ... ... ... | 90,6 |
| 1902 ... ... ... ... | 33,9 | 1926 ... ... ... ... | 93,4 |
| 1903 ... ... ... ... | 35,5 | 1927 ... ... ... ... | 105,8 |
| 1904 ... ... ... ... | 35,7 | 1928 ... ... ... ... | 109,9 |
| 1905 ... ... ... ... | 44,2 | 1929 ... ... ... ... | 120,7 |
| 1906 ... ... ... ... | 50,4 | 1930 ... ... ... ... | 94,9 |
| 1907 ... ... ... ... | 52,1 | 1931 ... ... ... ... | 69,5 |
| 1908 ... ... ... ... | 40,7 | 1932 ... ... ... ... | 50,6 |
| 1909 ... ... ... ... | 53,4 | 1933 ... ... ... ... | 68,0 |
| 1910 ... ... ... ... | 59,3 | 1934 ... ... ... ... | 82,1 |
| 1911 ... ... ... ... | 59,6 | 1935 ... ... ... ... | 98,4 |
| 1912 ... ... ... ... | 71,6 | 1936 ... ... ... ... | 123,8 |
| 1913 ... ... ... ... | 76,6 | 1937 ... ... ... ... | 135,1 |
| 1914 ... ... ... ... | 59,5 | 1938 ... ... ... ... | 109,0 |
| 1915 ... ... ... ... | 65,6 | 1942 ... ... ... ... | 167,0 |
| 1916 ... ... ... ... | 77,0 | | |

LINGOTE DE HIERRO

*Producción en España*

| Año | Toneladas | Año | Toneladas |
|---|---|---|---|
| 1870 ... ... ... ... | 54.007 | 1922 ... ... ... ... | 209.792 |
| 1875 ... ... ... ... | 36.900 | 1923 ... ... ... ... | 400.270 |
| 1880 ... ... ... ... | 85.939 | 1924 ... ... ... ... | 493.390 |
| 1884 ... ... ... ... | 124.363 | 1925 ... ... ... ... | 528.237 |
| 1891 ... ... ... ... | 149.049 | 1926 ... ... ... ... | 486.846 |
| 1895 ... ... ... ... | 179.752 | 1927 ... ... ... ... | 590.467 |
| 1900 ... ... ... ... | 310.141 | 1928 ... ... ... ... | 556.974 |
| 1901 ... ... ... ... | 345.651 | 1929 ... ... ... ... | 748.936 |
| 1902 ... ... ... ... | 339.227 | 1930 ... ... ... ... | 615.583 |
| 1903 ... ... ... ... | 302.657 | 1931 ... ... ... ... | 472.665 |
| 1904 ... ... ... ... | 368.989 | 1932 ... ... ... ... | 296.481 |
| 1905 ... ... ... ... | 379.060 | 1933 ... ... ... ... | 329.703 |
| 1906 ... ... ... ... | 387.416 | 1934 ... ... ... ... | 362.670 |
| 1907 ... ... ... ... | 355.240 | 1935 ... ... ... ... | 341.114 |
| 1908 ... ... ... ... | 403.554 | 1936 ... ... ... ... | 255.572 |
| 1909 ... ... ... ... | 428.622 | 1937 ... ... ... ... | 131.974 |
| 1910 ... ... ... ... | 408.468 | 1938 ... ... ... ... | 436.417 |
| 1911 ... ... ... ... | 408.667 | 1939 ... ... ... ... | 473.360 |
| 1912 ... ... ... ... | 403.243 | 1940 ... ... ... ... | 625.918 |
| 1913 ... ... ... ... | 424.774 | 1941 ... ... ... ... | 636.865 |
| 1914 ... ... ... ... | 431.278 | 1942 ... ... ... ... | 528.117 |
| 1915 ... ... ... ... | 439.835 | 1943 ... ... ... ... | 583.701 |
| 1916 ... ... ... ... | 497.726 | 1944 ... ... ... ... | 550.830 |
| 1917 ... ... ... ... | 357.699 | 1945 ... ... ... ... | 476.754 |
| 1918 ... ... ... ... | 386.550 | 1946 ... ... ... ... | 493.455 |
| 1919 ... ... ... ... | 294.167 | 1947 ... ... ... ... | 503.384 |
| 1920 ... ... ... ... | 251.412 | 1948 ... ... ... ... | 519.754 |
| 1921 ... ... ... ... | 343.497 | | |

LINGOTE DE ACERO

*Producción en España*

| Año | Toneladas | Año | Toneladas |
|---|---|---|---|
| 1900 ... ... ... ... | 148.455 | 1904 ... ... ... ... | 194.768 |
| 1901 ... ... ... ... | 125.323 | 1905 ... ... ... ... | 235.935 |
| 1902 ... ... ... ... | 102.806 | 1906 ... ... ... ... | 241.048 |
| 1903 ... ... ... ... | 194.872 | 1907 ... ... ... ... | 266.796 |

| Año | Toneladas | Año | Toneladas |
|---|---|---|---|
| 1908 ... ... ... ... | 233.674 | 1929 ... ... ... ... | 1.003.459 |
| 1909 ... ... ... ... | 205.753 | 1930 ... ... ... ... | 924.534 |
| 1910 ... ... ... ... | 212.292 | 1931 ... ... ... ... | 645.366 |
| 1911 ... ... ... ... | 232.808 | 1932 ... ... ... ... | 532.403 |
| 1912 ... ... ... ... | 247.226 | 1933 ... ... ... ... | 506.653 |
| 1913 ... ... ... ... | 316.336 | 1934 ... ... ... ... | 646.857 |
| 1914 ... ... ... ... | 341.226 | 1935 ... ... ... ... | 594.710 |
| 1915 ... ... ... ... | 315.540 | 1936 ... ... ... ... | 372.720 |
| 1916 ... ... ... ... | 284.307 | 1937 ... ... ... ... | 166.537 |
| 1917 ... ... ... ... | 305.400 | 1938 ... ... ... ... | 573.530 |
| 1918 ... ... ... ... | 261.420 | 1939 ... ... ... ... | 584.270 |
| 1919 ... ... ... ... | 222.568 | 1940 ... ... ... ... | 654.896 |
| 1920 ... ... ... ... | 291.808 | 1941 ... ... ... ... | 681.304 |
| 1921 ... ... ... ... | 292.832 | 1942 ... ... ... ... | 637.750 |
| 1922 ... ... ... ... | 275.296 | 1943 ... ... ... ... | 653.689 |
| 1923 ... ... ... ... | 462.601 | 1944 ... ... ... ... | 495.269 |
| 1924 ... ... ... ... | 540.012 | 1945 ... ... ... ... | 438.569 |
| 1925 ... ... ... ... | 625.996 | 1946 ... ... ... ... | 575.361 |
| 1926 ... ... ... ... | 608.430 | 1947 ... ... ... ... | 548.269 |
| 1927 ... ... ... ... | 671.020 | 1948 ... ... ... ... | 584.107 |
| 1928 ... ... ... ... | 777.042 | | |

Y después de este modesto preámbulo, vamos a seguir con las variantes que se pueden adoptar en la transformación del hierro en acero y que según todos conocemos se pueden reducir a cinco importantes

A) CONVERSIÓN DEL HIERRO EN ACERO POR HORNOS DE MARTÍN-SIEMENS A BASE DE CHATARRA.

B) CONVERSIÓN POR CONVERTIDORES ÁCIDOS (BESSEMER) CON MEZCLADORES INACTIVOS.

C) CONVERSIÓN POR HORNOS MARTÍN-SIEMENS CON MEZCLADORES ACTIVOS.

D) CONVERSIÓN POR CONVERTIDORES THOMAS CON MEZCLADORES ACTIVOS O INACTIVOS.

E) CONVERSIÓN POR MARCHA «DUPLEX» CONVERTIDOR ÁCIDO-HORNO MARTÍN-SIEMENS CON MEZCLADORES INACTIVOS.

## II

## COMPARACIÓN ENTRE SÍ DE LAS DISTINTAS VARIANTES

1-0. VARIANTE A).

La variante A) es, sin duda, la más económica, ya que el horno Martín, marchando a base de chatarra, se impone a los demás procedimientos de conversión del hierro en acero, porque su marcha es rápida y fácil, el desgaste del horno pequeño, la cantidad de escoria producida por tonelada de acero también pe-

queña, así como los arreglos del crisol muy insignificantes, siendo la mayor preocupación de la acerería la carga rápida de los hornos, por lo que la chatarra debe ser pesada o estar empaquetada. Además, cuando se marcha de esta forma es porque la chatarra abunda y, por tanto, su precio es reducido.

A medida que se disminuye en los hornos Siemens la producción de chatarra, van aumentando las dificultades, la duración de los afinos y coladas, la proporción de escoria tratada, los arreglos y reparaciones del horno y el desgaste del mismo, que culmina en cuanto la proporción de chatarra cargada baja del 35 % del peso de la carga, sobre todo si, como sucede en España, los hornos son fijos y el hierro o lingote tiene una proporción de silicio casi siempre superior a 1,80 %. El rendimiento de la acerería baja verticalmente y el consumo de refractario sube notablemente, lo mismo que el precio de coste.

De manera que la marcha del horno Siemens a base de chatarra no admite discusión, desde el punto de vista económico; pero España no es un país productor de chatarra, puesto que la mayoría de las industrias que la producen la consumen ellas mismas en sus instalaciones, y de momento parece que tampoco abunda en el extranjero, aunque sí pudiese abundar en un momento determinado al producirse una crisis en el consumo del acero, con la contracción consiguiente en la producción de éste, como ya sucedió en otras ocasiones, pero esto no se vislumbra por ahora.

1 - 1. VARIANTE B).

*Conversión por convertidores ácidos con mezcladores inactivos.*

Esta variante de transformación del hierro en acero no se puede adoptar en nuestro caso, por suponer que se trata de hierro fosforoso, al que hay que convertir en acero.

En caso de hierro hematites, aunque no puede competir con la variante A), desde el punto de vista económico, desde el punto de vista práctico permite la fabricación de grandes cantidades de acero con una instalación modesta, no tiene grandes exigencias para con los hornos altos, admitiendo variaciones considerables en la composición del arrabio, que son, en parte, subsanadas en los mezcladores inactivos que abastecen a las retortas y permiten a costa de la chatarra producida la existencia de instalaciones de hornos Martín con marcha eficiente, económicamente hablando.

Aunque el acero Bessemer es técnicamente inferior al acero Martín por su contenido en oxígeno y en nitrógeno principalmente, se ha progresado mucho en cuanto a su producción económica, aumentando notablemente la duración de los fondos, de los revestimientos y la capacidad de las retortas.

Está plenamente justificado disponiendo de hierro hematites con escasez de chatarra y como complemento la instalación de horno Siemens correspondiente.

1 - 2. VARIANTE C).

*Conversión por hornos Martín-Siemens con mezcladores activos.*

Este sistema de transformación del hierro en acero, con o sin chatarra, está muy extendido. El hierro del horno alto es trasladado a mezcladores activos de gran capacidad del orden de las 600 a 1.000 Tm., donde se le quita al hierro parte del carbono, del azufre, del manganeso y del silicio, con objeto de que el hierro llegue al horno Martín con una proporción de silicio por bajo del 0,8 %, y donde se puede tratar empleando o no chatarra en las cargas, para lo cual se utilizan hornos basculantes de gran capacidad.

Este método de fabricación exige del horno alto una producción de arrabio de composición bastante homogénea, de 0,8 a 1,2 % de silicio, pues aunque se puede trabajar con mayor proporción de aquél, complica y encarece la fabricación en cuanto la proporción aumenta en el arrabio del horno alto. El conseguir que el horno alto marche correctamente en estas condiciones, trae aparejado las instalaciones de clasificación, trituración y sinterización de minerales y las de lavado, clasificación y molienda de carbones, de que antes hemos hablado. Además, en el caso de empleo de minerales fosforosos exige para que el aprovechamiento de la escoria del horno Martín, como escoria Thomas con riqueza no inferior al 10 % de $P_2O_5$ sea posible, que el hierro llegue en todo caso al horno Martín con menos del 1 % de silicio.

El método es eficiente, pero las instalaciones son grandes y costosas, incluso su conservación, por el precio que alcanzan los refractarios.





Desde luego tiene flexibilidad, porque permite trabajar con chatarra o sin ella, aunque siempre dispone, por lo menos, de la propia, que pudiera cifrarse en un 20 % de su producción y con un arrabio con o sin fósforo.

1-3. VARIANTE D).

*Conversión por convertidores Thomas con mezcladores activos o inactivos.*

La conversión del hierro en acero por este procedimiento exige, por parte de los hornos altos, las mismas condiciones de fabricación que con la variante C) en lo referente a minerales y combustibles, ya que el hierro que mejor se adapta a esta transformación cuando llega a la retorta tiene la siguiente composición:

C — 3,5 %; S — 0,05 %; P de 1,70 a 1,80 %; Mn de 0,60 a 0,80, y Si de 0,46 a 0,50 %.

Hasta 1 % de silicio se puede tratar el hierro en los convertidores básicos, pero, como es lógico, con mayor coste de fabricación, en cuanto aumenta la dosis de silicio.

En la visita que en el año 1947 hice a las industrias de este tipo del Este de Francia y Luxemburgo, me quedé maravillado de la asombrosa facilidad con que con cinco retortas de 30 Tm. se hacían en algunas de ellas, como la de Knntange (Mosela), 2.000 Tm. de acero en un turno de 8 horas sin el menor inconveniente ni la menor interrupción. Allí, como todos sabemos, disponen de minerales que dan un lecho de fusión autofundente y extraordinariamente regular; además, consumen en los hornos altos buena parte de la chatarra que producen los convertidores, con objeto de que la fundición salga físicamente caliente y no tener dificultades posteriores en los mezcladores que son inactivos y en las operaciones del convertidor, que se hacen difíciles al tratar hierro frío.

En cuanto a la calidad del acero fabricado, se empleaba sin inconveniente para toda clase de perfiles, obteniendo también aceros extradulces de calidad excelente, con 0,05 a 0,06 % de carbono y 36 % de alargamiento, lo que se conseguía con fundición con azufre menor de 0,03 %, empleando cal escogida, llevando la operación con rapidez para evitar la oxidación fuerte del metal y ferromanganeso, con riqueza mínima de 80 % en manganeso.

1-4. VARIANTE E).

*Convertidor por marcha "Duplex" convertidor ácido-horno Martín-Siemens*

Este procedimiento, cuyo número de partidarios crece actualmente en Norteamérica, según he señalado anteriormente, sirve para multiplicar la fabricación de los hornos Martín, ya que reduce la duración de las coladas de aquéllos a 4 horas.

El procedimiento está basado en llevar el hierro del horno alto a mezcladores inactivos, de éstos a retortas Bessemer, donde se sople durante 8 a 10 minutos para reducirlo a una composición similar a la siguiente:

C — de 0,60 a 1,00 %; Mn de 0,10 a 0,20 %, y Si 0,04 a 0,06 %,

es decir, que se quema el silicio, parte del carbono y parte del manganeso, y a continuación se lleva al horno Martín, donde se termina de afinar, hasta transformarlo en el acero deseado.

La razón de no eliminar totalmente el carbono en la retorta obedece a la necesidad de elaborar la escoria en el horno Siemens y que se produzca el hervido del baño para eliminar parte del nitrógeno que fijó el hierro en el soplado del convertidor.

Se evita que la proporción de nitrógeno fijada sea elevada adicionando batiduras que favorezcan la oxidación. En el caso de empleo de hierro fosforoso, cuya dosis no es suficiente para inclinarse por un Thomas, permite la utilización de las escorias obtenidas en el Siemens como escorias Thomas de 14 a 16 % de riqueza en $P_2O_5$.

Permite hacer múltiples combinaciones con el Siemens, empleando todo el caldo soplado o parte sin soplar y trabajar con chatarra o sin ella.

Disponiendo de hierro hematites puede obtenerse acero independientemente en convertidores y hornos Martín.

Al mismo tiempo se puede combinar con la instalación de hornos eléctricos, empleando caldo preafina-

do con un rendimiento elevado en producción, un consumo de energía de 160 a 200 Kwh./Tm. de acero y notable reducción en el consumo de electrodos.

No precisa consumo de chatarra, pudiendo emplearse la producida en una batería de hornos Martín, a base de 75 % de chatarra y 25 % de hierro mezclador.

Emplea mezcladores inactivos de menor capacidad y hornos Martín basculantes o fijos, mejor basculantes, por el desescoriado, de mucho menor volumen y con gran profundidad de baño, lo que reduce sus dimensiones.

No tiene exigencias extremadas respecto al horno alto, ya que admite hasta 2 % de silicio, aunque la proporción óptima es de 1,75 % de aquel elemento y una relación de silicio a manganeso de 1 a 2,5.

Pero no todas son ventajas, sino que tiene también sus inconvenientes, de los que los principales son:

1.º La elevación de coste por doble transformación.

2.º La disminución de rendimiento del lingote ocasionado por pérdidas en la oxidación y proyecciones. Para disminuir la oxidación, precisamente, se ha de suspender la operación antes de eliminar por completo el carbono. La merma de la operación se puede estimar del 8 al 9 %.

3.º El ligero aumento de la proporción de nitrógeno en el acero, cuya cuantía depende principalmente de la forma de llevar la operación.

Las aplicaciones de los aceros así obtenidos son las mismas que las de los aceros Siemens corrientes, incluyendo los de baja aleación.

## III

## INSTALACIONES NECESARIAS Y PRECIO DE COSTE PARA EL TIPO DE GRAN INDUSTRIA DEL PROCEDIMIENTO «DUPLEX» CONVERTIDOR BESSEMER-HORNO MARTIN SIEMENS, CON HIERRO FOSFOROSO

Consideremos una instalación para 700.000 Tm. de acero útil por año.

*Distribución producción*

| | |
|---|---|
| «Duplex» convertidor Bessemer-horno Martín ... | 419.000 Tm. |
| «Duplex» convertidor Bessemer-horno eléctrico ... | 70.000 » |
| Martín Siemens con 75 % chatarra y 25 % caldo mezclador... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 221.000 » |
| TOTAL ... ... ... ... ... ... ... | 700.000 Tm. |
| Hierro necesario ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 611.000 » |
| Chatarra producida ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 166.000 » |
| Escoria Thomas de 14 a 16 % del $P_2O_5$ ... ... ... | 55.000 » |

*Instalaciones*

2 mezcladores inactivos de 500 Tm. de capacidad.
3 retortas Bessemer de 25 Tm. de capacidad.
4 hornos Martín basculantes de 90 Tm. de capacidad para «Duplex».
3 hornos Martín basculantes de 120 Tm. de capacidad.
2 hornos eléctricos de 20 Tm. de capacidad.
2 soplantes de 1.350 $M^3$/minuto a 2,5 kgs. de presión efectiva.

## PRECIO DE COSTE

### P-I.—PRECIO DE COSTE DEL ACERO «DUPLEX» CONVERTIDOR BESSEMER-HORNO MARTIN.

*Pérdidas: Merma de fuego, 9 %; merma de retal, 3 %.*

a) *Costo soplado convertidor.*

| | | |
|---|---|---|
| Mano de obra ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 3,20 ptas./t. | |
| Almacén ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2,70 » | |
| Reparaciones a repartir ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 15,60 » | |
| Energía eléctrica ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 10,60 » | |
| Combustible (secado fondos y calentamiento retortas) ... ... ... ... ... ... ... ... | 1,72 » | |
| Reparaciones en marcha ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 6,50 » | |
| Piezas varias ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2,50 » | |
| *Costo soplado* ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 42,82 ptas./t. | 42,82 ptas./t. |

b) *Costo acero Siemens.*

| Concepto | Detalle | Cantidad | | Precio | | Importe | | Total |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Mano de obra | | | | | | 12,00 | ptas./t. | |
| Almacén | | | | | | 6,00 | » | |
| Lingoteras | | | | | | 50,77 | » | |
| Piezas varias | | | | | | 3,25 | » | |
| Reparaciones a repartir | | | | | | 32,00 | » | |
| Reparaciones en marcha | | | | | | 15,00 | » | |
| Servicios generales | Energía eléctrica; Agua; Transportes interiores; Cargas diversas; Carbón a obreros y empleados | | | | | 33,50 | » | |
| Gastos generales | | | | | | 12,00 | » | |
| Combustibles: 0,84 × $10^6$ kcal./t. acero | | | | | | 29,16 | » | |
| Minerales | | 10 | kg./t. | 154 | ptas./t. | 1,54 | » | |
| Fundentes | Dolomía calcinada | 30 | » | 300 | » | 9,00 | » | |
| | Cal | 75 | » | 133 | » | 9,97 | » | |
| | Espato | 4 | » | 325 | » | 1,30 | » | |
| Metales: Hierro | | 1.136 | » | 620 | » | 704,32 | » | |
| Ferros | Ferromanganeso | 10 | » | 5.300 | » | 53,00 | » | |
| | Ferrosilicio | 3 | » | 3.950 | » | 10,85 | » | |
| | Aluminio | 0,10 | » | 12.000 | » | 1,20 | » | |
| *Costo acero Siemens* | | | | | | 984,86 | ptas./t. | 984,86 ptas./t. |

c) *Costo molienda escoria Thomas.*

| | |
|---|---|
| Molienda escoria Thomas 65 ptas./t., equivalente a, 7,80 ptas./ t. | 7,80 ptas./t. |
| *Costo total* | 1.035,48 ptas./t. |

*Abonos.*

| Concepto | Cantidad | | Precio | | Importe | | Total |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Escoria Thomas | 114 | kg./t., a | 406 | ptas./t. | 46,28 | ptas./t. | |
| Retal | 30 | » | 350 | » | 10,50 | » | |
| Vapor | 250 | » | 30 | » | 7,50 | » | |
| *Total abonos* | | | | | 64,28 | ptas./t. | 64,28 ptas./t. |
| *Precio de coste "Duplex" convertidor-Siemens* | | | | | | | 971,20 ptas./t. |

NOTA: En los convertidores no se ha cargado más que los gastos de soplado; el resto de las cargas están incluídas en el costo del Siemens.

P-II.—PRECIO DE COSTE DEL ACERO MARTÍN-SIEMENS A BASE DE 75 % DE CHATARRA Y 25 % DE HIERRO LÍQUIDO DE MEZCLADOR.

*Pérdidas: Merma de fuego, 4 %; merma de retal, 2 %.*

| Concepto | Detalle | Importe | |
|---|---|---|---|
| Mano de obra | | 28,60 | ptas./t. |
| Almacén | | 14,— | » |
| Lingoteras | | 50,77 | » |
| Piezas varias | | 8,50 | » |
| Reparaciones a repartir | | 59,— | » |
| Reparaciones en marcha | | 25,34 | » |
| Servicios grales. | Energía eléctrica; Agua; Transportes; Cargas diversas; Carbón a obreros y empleados | 33,50 | » |
| *Suma y sigue* | | 219,71 | ptas./t. |

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | *Suma anterior* | | | 219,71 ptas./t. | |
| Gastos generales | | | | 12,60 » | |
| Combustibles: 1,60 × 10⁶ kcal./t. | | | | 55,52 » | |
| Minerales | | 20 kg./t. | | 3,08 » | |
| Fundentes | Dolomía calcinada | 30 » | | 9,— » | |
| | Cal | 27 » | | 3,59 » | |
| | Espato | 5 » | | 1,62 » | |
| Metales | Arrabio | 254 » | 620 pta./t. | 157,48 » | |
| | Hierro y lingoteras | 12 » | 350 » | 4,20 » | |
| | Chatarra | 798 » | 350 » | 279,30 » | |
| Ferros | Ferromanganeso | 10 » | | 53,— » | |
| | Ferrosilicio | 3 » | | 10,85 » | |
| | Aluminio | 0,1 » | | 1,20 » | |
| | *Costo total* | | | 811,15 ptas./t. | 811,15 ptas./t. |

*Abonos:*

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Chatarra fosa colada | 20 kg./t. | 350 ptas./t. | 7,— ptas./t. | |
| Vapor | 400 » | 30 » | 12,— » | |
| *Total abonos* | | | 19,— ptas./t. | 19,— ptas./t. |
| *Precio de coste marcha Siemens* | | | | 792,15 ptas./t. |

## P-III.—PRECIO DE COSTE DEL ACERO ELÉCTRICO A BASE DE «DUPLEX» CONVERTIDOR ÁCIDO-HORNO ELÉCTRICO

*Pérdidas: Merma de fuego, 9 %; merma de retal, 3 %.*

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| *a*) Costo soplado convertidor | | | | | 42,82 ptas./t. |
| *b*) Costo acero eléctrico: | | | | | |
| Mano de obra | | | | 12,— ptas./t. | |
| Almacén | | | | 12,— » | |
| Lingoteras | | | | 50,70 » | |
| Piezas varias | | | | 9,20 » | |
| Reparaciones a repartir | | | | 32,— » | |
| Reparaciones en marcha | | | | 15,— » | |
| Servicios grales... | Agua; Transportes; Cargas diversas; Carbón a obreros y empleados | | | 27,— » | |
| Gastos generales | | | | 12,— » | |
| Energía eléctrica | | 200 kw-h./t. | 0,30 ptas./kwh. | 60,— » | |
| Carbón y coque | | | | 6,30 » | |
| Minerales | | 10 kg./t. | | 1,54 » | |
| Fundentes | Dolomía calcinada | 20 » | | 6,— » | |
| | Cal | 100 » | | 13,30 » | |
| | Espato | 4 » | | 1,30 » | |
| Metales.—Hierro soplado | | 1 136 » | | 704,32 » | |
| Ferros | Ferromanganeso | 6 » | | 31,80 » | |
| | Ferrosilicio | 12 » | | 47,40 » | |
| | Aluminio | 0,1 » | | 1,20 » | |
| Electrodos | | 4 » | 20 ptas./k. | 80,— » | |
| *Coste acero eléctrico* | | | | 1.123,06 ptas./t. | 1.123,06 ptas./t. |
| c) *Coste escoria básica* | | | | | 7,80 » |
| *Costo total* | | | | | 1.173,68 ptas./t. |

*Abonos:*

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Escoria Thomas | 114 kg./t. | 406 ptas./t. | 46,28 ptas./t. | |
| Retal colada | 30 » | 350 » | 10,50 » | |
| *Total abonos* | | | 56,78 ptas./t. | 56,78 ptas./t. |
| *Precio coste "Duplex" convertidor-horno eléctrico* | | | | 1.116,90 ptas./t. |





## IV.—CONSIDERACIONES FINALES

1.ª El precio medio del acero Martín a base de chatarra y del acero «Duplex» convertidor-horno Martín resulta a 911,23 ptas./Tm. de acero útil, y el medio de las tres fabricaciones a 931,79 ptas./Tm.

2.ª Las clases especiales de acero Siemens eléctrico se pueden fabricar directamente en el horno Siemens o en el eléctrico.

3.ª Todo el acero fabricado es superior al acero de convertidor.

4.ª Permite fabricar un tonelaje crecido de acero eléctrico con poco consumo de energía y de electrodos.

5.ª Mediante este sistema se obtiene una cantidad importante de escorias Thomas con riqueza de 14 a 16 % de $P_2O_5$.

6.ª Admite una gran flexibilidad, como se ha visto, permitiendo trabajar a base de hornos Martín solamente cuando abunda la chatarra; a base de «Duplex», en caso contrario, y con convertidores y hornos Martín, independientemente, en caso de disponer de hierro hematites.

La Felguera, 22 de abril de 1950.

*Finalizada esta lectura, interviene D. Dimas Menéndez Magdalena, para proponer que el procedimiento preconizado en el trabajo, requiere circunstancias especiales y determinadas características de primeras materias que representan una solución conveniente en casos particulares. La Mesa propone se acepte esta conclusión sugerida por el Sr. Menéndez, y es aprobada por la Sección.*

*A propuesta de la Presidencia, se levanta la sesión a las dos de la tarde, para continuarla el día* 31 *a la misma hora que la celebrada.*

# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

ACTA DE LA SESIÓN CELEBRADA EL DIA 31 DE MAYO DE 1950
*(Continuación.)*

*Con la misma Mesa de la Sesión anterior, se abre la sesión a las 10 de la mañana, comenzándose por la exposición del trabajo siguiente, núm. 59:*

# N.º 59. - El horno eléctrico de inducción de frecuencia normal en siderurgia.

Autor: D. JOSÉ ITURRIOZ BAJO
Ingenierio industrial

## 1. CLASIFICACIÓN DE LOS HORNOS ELÉCTRICOS

Durante lo que va de siglo, el horno eléctrico industrialmente aplicado a la siderurgia, ha adquirido importancia decisiva en su tecnología. En esta memoria, sólo se desea considerar el horno eléctrico desde el punto de vista de la producción del calor necesario para la fusión, afino y aleación de los metales férreos, es decir, la obtención de hierro partiendo de hierro, haciendo exclusión de las aplicaciones al beneficio de los minerales y ferroaleaciones que, desde luego, lo precedieron en su alumbramiento industrial.

En todos los hornos eléctricos considerados, el calor se origina por el paso de la corriente eléctrica a través de resistencia adecuada y, según sea el carácter de esa resistencia, se clasifican en hornos de resistencia propiamente dichos y hornos de arco, en los que la resistencia utilizada es la denominada resistencia «por contacto».

En ambos tipos puede utilizarse la corriente, actuando inmediatamente a través del material que se trata de fundir, que se denominan hornos de calefacción directa, o bien, puede la corriente calentar un elemento auxiliar especial que lo recubre, o que viene situado muy próximo, denominado «resistor» que calienta el material por radiación, convección y reflexión de las paredes y la bóveda del horno.

En principio es evidente y puede admitirse sin mayor justificación que los hornos de calefacción directa, lo mismo de resistencia que los de arco, proveen mejor rendimiento que los de calefacción indirecta y, por esta causa, han encontrado mejor aplicación en la fundición de metales no férreos, de más bajo punto de fusión, en los que, por causas secundarias, son bien apreciados.

En cambio, en las aplicaciones siderúrgicas, han sido totalmente substituídos por los de calefacción directa y, algunos tipos, como los de barra de grafito, por la comodidad que, para determinadas aplicaciones tiene este aparato, tuvieron cierta boga. Actualmente van desapareciendo de la industria y encuentran cobijo en los laboratorios de las fábricas. Asimismo los hornos





de arco indirecto, cuyo prototipo fué el Stassano (1907) y sus sucedáneos, el Rennerfelt y Böner, de cuyo último tipo existía una instalación en Lasarte (Guipúzcoa), han sido substituídos o modificados por los del tipo Heroult y sus congéneres de calefacción directa.

Los hornos de resistencia directos pueden aprovechar sin modificación la corriente suministrada por el sector eléctrico; así ocurría en los primeros hornos construídos por Carl Herring y Ginn (1897), en los que se hacía pasar la corriente a través de largos e intrincados canales, donde se encontraba la materia que se deseaba fundir, con los que se intentaba substituir la resistencia por contacto de los hornos de arco por resistencia equivalente, del material de fusión.

Pero el resultado no tuvo buen éxito porque la resistencia por contacto es del orden de medio ohmio por centímetro cúbico, mientras que la del hierro no alcanza más que 80 a 120 microhmios por centímetro cúbico, y si se quería obtener equivalente eficacia partiendo de la misma tensión admisible sin peligro para el personal del horno, hubiera sido preciso utilizar canales de desproporcionada longitud o, lo que es más realizable, intensidades mucho más elevadas que en los hornos de arco de potencia equivalente.

Se comprende que las intensas corrientes precisas para fundir en estos hornos metales férreos exigirían la instalación de conductores exteriores de importante sección, ya que la pérdida por resistencia que en ellos se originara disminuiría sensiblemente el rendimiento de la instalación. Por otro lado, los reóforos de conexión de dichos conductores en el baño metálico en fusión constituye punto débil por la insoluble dificultad de encontrar electrodos conductores e infusibles, que, si son metálicos, la necesidad de refrigerarlos rebaja asimismo el rendimiento del horno.

Por estas razones han sido totalmente substituídos por el horno de inducción, que, en principio, es un transformador cuya corriente primaria se toma de la distribución general, y la secundaria, de una sola espira, se halla en el propio material de fusión, y constituye los hornos de inducción de frecuencia normal.

Si en lugar de tomar directamente la corriente primaria del circuito eléctrico general se genera por medio de un grupo dinámico, corriente especial de baja frecuencia o de frecuencia elevada para aplicarla al transformador en el horno, dan lugar en cada caso a los hornos de inducción de baja y alta frecuencia. Diferenciados en la forma descrita los hornos eléctricos que encuentran aplicación en siderurgia, queda patentizado que únicamente los de calefacción directa pueden tomar en consideración y de éstos, en los de resistencia, los que utilizan la inducción eléctrica para crear la corriente calefactora.

## 2. HORNOS ELÉCTRICOS DE ARCO

Los hornos eléctricos poseen, como se sabe, la inapreciable ventaja de no utilizar flúidos para la producción del calor, sino que su densidad calorífica depende de la resistencia eléctrica específica de la masa atravesada por la corriente y del cuadrado de su intensidad, o sea, de la diferencia de potencial aplicada a sus extremidades.

Es decir, que salvo fenómenos de orden secundario, teóricamente puede concentrarse cuanto se quiera la densidad del potencial calorífico en un punto determinado y obtener, en consecuencia, en dicho punto las más elevadas temperaturas.

A este respecto, el horno de arco aprovecha el fenómeno de ionización que se produce al tocar y separar dos terminales eléctricos a diferente potencial, denominada resistencia «por contacto», ya que el espacio en que se origina posee una resistencia eléctrica tan importante que permite alcanzar, con tensiones corrientes, es decir, sin peligro para los operadores que las manejan, una densidad de potencial calorífico tan elevado que pueden obtenerse temperaturas con las que se llega a fundir el platino y multitud de cuerpos denominados refractarios.

En los primeros hornos de arco (1907) se comenzaron a utilizar las diferencias de potencial estrictamente necesarias para obtener arcos suficientemente estables, pero posteriormente (1920) se han admitido tensiones hasta llegar al límite autorizado por los reglamentos para la seguridad de los operadores, y se han construído los hornos de arco denominados rápidos, que utilizan crecientes densidades de potencial calorífico aplicados a la masa y aumentos correspondientes de la velocidad de fusión.

No es asunto de esta memoria reseñar estos fenómenos que, además, han sido perfectamente estudiados e interpretados por Miss Ayrton, sino solamente destacar





que, al alargarse el arco en virtud del aumento de tensión aplicada, se aumentaría perjudicialmente la radiación sobre las paredes y bóveda, si no se tuviera la precaución de mantener, en las proximidades de los electrodos, buena capa de escoria, que el arco separa violentamente a causa de su escasa conductividad hasta llegar al material, materializándose el paso de la corriente por un tubo ionizado rodeado de escoria flúida a la que calienta a su paso por contacto y radiación.

Si admitimos que la resistencia «por contacto» sea uniforme a lo largo de este tubo de fuerza que forma el arco, el calor producido se transmite, en parte, directamente al material de fusión que recalienta en exceso y en parte a las porciones contiguas de la escoria situada alrededor del tubo, considerado que adquiere mayor temperatura que el material, puesto que es menor su conductibilidad.

Se aprecia, por tanto, que la escoria en el horno de arco ejerce poder moderador de la excesiva densidad calorífica del arco, y que su permanencia es necesaria no sólo para evitar el enfriamiento del material, sino por esta condición, especial, de evitar las volatilizaciones y oxidaciones intensas del material, ejerciendo una repartición del calor sobre la masa del material en armonía con la temperatura de fusión que se trata de producir.

Este importante calentamiento directo de la escoria por el arco eléctrico. constituye la característica esencial del horno de arco, ya que al mantener la escoria a temperatura muy elevada lo sitúa en condiciones metalúrgicas excelentes para verificar las reacciones de afino, que desde el primer momento llamó la atención de los siderúrgicos y situó rápidamente el horno de arco en la primera fila de los procedimientos para obtener aceros de primera calidad.

## 3. HORNOS DE INDUCCIÓN

Se han desarrollado industrialmente tres tipos de hornos de inducción que utilizan el mismo fenómeno eléctrico, valiéndose de un transformador colocado en el propio cuerpo del horno; son los de baja y alta frecuencia, muy conocidos en siderurgia y los que utilizan la corriente de frecuencia normal de la red de distribución, que, al ser los más sencillos, apenas son apreciados.

Sea cualquiera de ellos, los primarios de los transformadores están constituídos por una bobina de varias espiras, mientras los secundarios de una sola espira, los forma el material que se ha de fundir. Se verifica la multiplicación de las intensidades en relación del número de espiras que contiene el primario.

En los hornos de inducción de baja frecuencia y de frecuencia normal, la bobina primaria viene arrollada sobre un núcleo de hierro y alrededor del conjunto se dispone la espira única del secundario, separada por material refractario y aislante, de la misma manera que se provee en los transformadores eléctricos utilizados en la distribución y, por esta razón, se los denomina también hornos eléctricos de inducción con núcleo.

En los de alta frecuencia la bobina primaria rodea una cavidad revestida de material aislante y refractario semejante a un crisol, en cuyo espacio vacío se crea potente campo magnético, función de la elevada frecuencia de la corriente que circula por el primario y origina en las capas de metal próximas a la pared del crisol una corriente inducida que, asimismo, debido a su elevada frecuencia y, por efecto Kelvin, se acumula también en las mismas capas externas del metal.

En estas capas se origina el calentamiento por efecto Joule, como si realmente no existieran las capas metálicas más céntricas del crisol, en donde cabe decir que no circula ninguna corriente, por lo cual estos hornos se denominan de inducción sin núcleo.

Puesto que los tres tipos de hornos utilizan para producir el calentamiento y la fusión del hierro, el calor originado por la corriente eléctrica dentro de su propia masa, es natural que este fenómeno posea las mismas cualidades siderúrgicas.

Efectivamente, así ocurre que, en todos estos aparatos en que el calor se engendra en el propio metal, la escoria que recubre el baño, resistente al paso de la corriente eléctrica, se calienta únicamente por contacto con el metal al que protege del enfriamiento y de la oxidación.

Al contrario de lo que ocurre en los hornos de arco, la escoria se mantiene a temperatura más baja que el metal y, por consiguiente, no se encuentra con aptitud para intervenir en reacciones de afino y purificación, y resulta difícil la eliminación de impurezas contenidas en el metal por medio de escorias.

En cambio, constituye el elemento más apropiado





para producir metales de síntesis, al componer aleaciones de hierro con hierros purificados anteriormente, en la seguridad de que el resultado obtenido se ajustará exactamente al metal de base y aleaciones adicionadas, sin que estos aparatos siderúrgicos ejerzan la menor influencia destructora o perjudicial sobre los mismos, como ocurre en los hornos de arco con las impurezas de carbono procedentes de los electrodos, volatilizaciones de determinados elementos y reacción de crisol o de escoria que también son de temer.

Constituyen, por lo tanto, dos tipos de hornos que se complementan mutuamente, los hornos de arco, como hornos de análisis y purificación, y los de inducción para la síntesis y composición de las complicadas aleaciones de la moderna siderurgia.

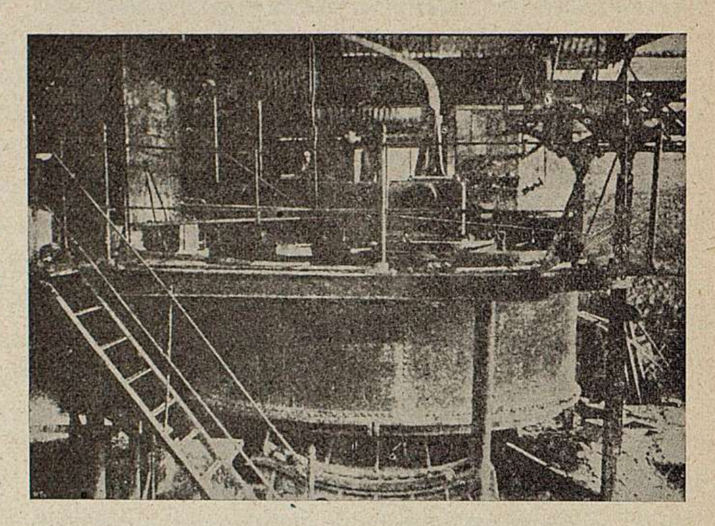
## 4. HORNOS DE INDUCCIÓN DE BAJA FRECUENCIA

Son los precursores de los hornos eléctricos en la fusión del acero; se utilizaron anteriormente los hornos de arco en la obtención de ferroaleaciones y carburo, pero, al tratar aplicarlos para fundir acero, se ocasionaban tales oscilaciones y perturbaciones en los circuitos de distribución, desde luego, antes de que se los proveyera de reactancias adecuadas y regulación automática, que los metalurgistas derivaron en principio hacia el horno eléctrico de inducción de baja frecuencia, del que esperaban un trabajo suave y de fácil manejo y conducción.

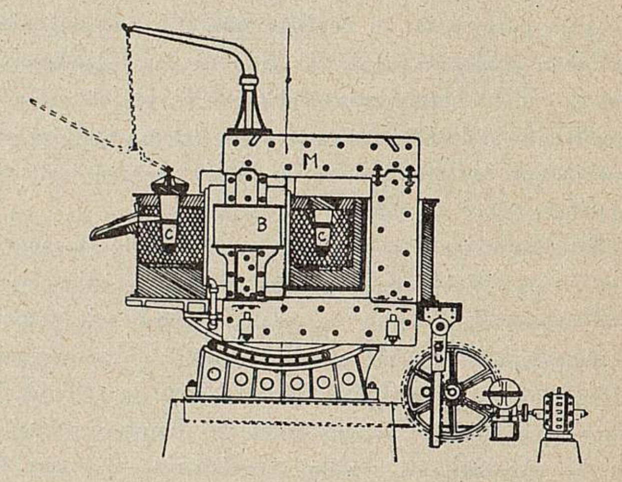
En todos los países industriales se acogió la idea con sumo interés, y así, además de la patente inglesa de Ferranti, núm. 700, del año 1887, de la que no se conocen instalaciones, aparecieron en América los hornos de Colby el año 1890, en Suecia la instalación de Kjellin en Gysingen el año 1900, que alcanzó posteriormente buen éxito con 24 instalaciones en Europa y América, el de Frick en 1904, en Francia el de Scheneider en el Creusot el año 1903, el de Gynn en 1905 y en Alemania el de Röchling Rodenhauser, que los llegó a hacer trifásicos en 1905 y otros menos conocidos.

Precisamente un horno Kjellin se estableció el año 1906 en la fábrica de hierros y hornos altos con carbón vegetal de Araya (Álava). Adjuntamos vista general de la instalación y una secceción del horno que india la disposición general de todos los de este tipo: (M) es el circuito magnético del transformador del horno; (B) la bobina inductora primaria de forma cilíndrica, y (C) el canal o sea, el circuito secundario de espira única.

La potencia del horno era de 215 kilovatios con 1.500



Vista general de la instalación del horno Kjellin en Araya.



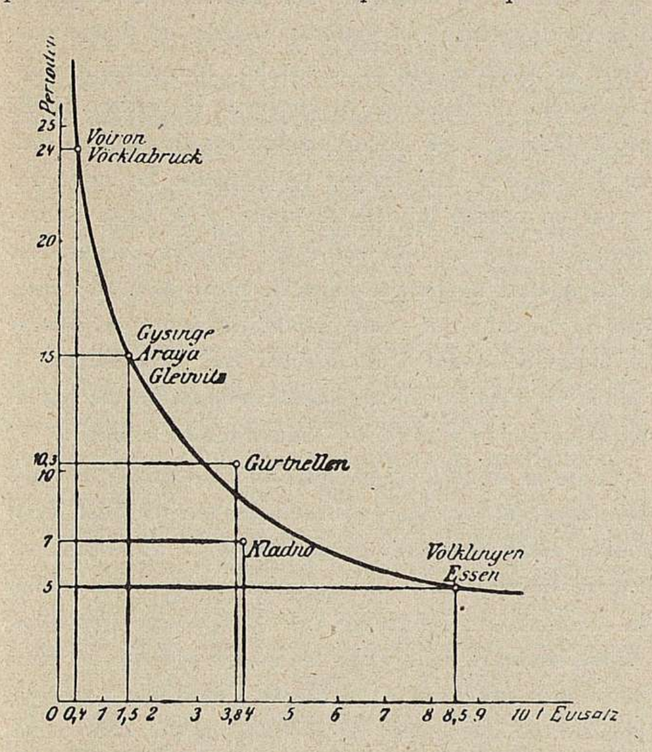

Báscula de mando eléctrico del horno de 215 kw. en Araya.

kilogramos de carga útil, y para su accionamiento se empleaba un grupo turbina hidráulica-alternador que producía a 1.500 voltios y transmitía la corriente por una corta línea hasta el emplazamiento del horno. La frecuencia utilizada en esta instalación era de 16 2/3 períodos, y el consumo por tonelada de acero fundido se decía de 800 kilovatios/hora.

En el gráfico adjunto se establece la relación entre la capacidad y la frecuencia en estos hornos y se advierte que ésta desciende a medida que la capacidad aumenta, desde 25 períodos en el horno de Voiron de

400 kgs. hasta cinco períodos en el de Volklingen de 8,5 toneladas de capacidad.

La explicación de esta reducción progresiva de la frecuencia, según el propio Kjellin, es la siguiente: «Cuando el peso de la carga aumenta, la resistencia óhmica del anillo de fusión disminuye naturalmente; en cambio, la «self-inducción», aumenta en consecuencia y el coeficiente de potencia empeora de tal manera que precisa encontrar los medios para disminuir esta dispersión. Hasta la fecha se emplean en la práctica dos




Relaoión entre la frecuencia y la carga en diferentes hornos.

medios diferentes; bien sea disminuir la frecuencia del horno a medida que aumentan sus dimensiones, lo que exigirá, naturalmente, el empleo de un generador especial que es relativamente más costoso que las máquinas normales. Sin embargo, este inconveniente no tiene gran importancia, ya que las grandes reducciones de la frecuencia (por ejemplo cinco períodos para horno de 1.000 caballos) se hace preciso solamente en hornos grandes que justifican la instalación de una generatriz especial. El aumento de gastos de instalación se traduce en ligero aumento del interés y amortización que resulta inapreciable repartido en la unidad de peso producido, dada la gran producción de estos hornos».

Si Kjellin, a principio de siglo, encuentra justificada la instalación del generador especial para un horno de inducción de baja frecuencia, es evidente que en nuestros tiempos de grandes redes eléctricas de frecuencia normal la solución del generador especial arrastra consigo la instalación de un grupo motor-generador en los que cada máquina debe responder a la potencia máxima del horno.

En cambio, si se utilizara la frecuencia normal bastaría instalar un transformador que represente, próximamente, la cuarta o quinta parte del costo de primer establecimiento, dado que en la instalación del horno de baja frecuencia seguramente no se podría prescindir de la instalación del transformador para el accionamiento del grupo, dadas las elevadas tensiones a que se hace la distribución.

Aparte de lo expuesto, lo que obliga a adoptar tan bajas frecuencias en los hornos de inducción grandes, era principalmente el defectuoso acoplamiento eléctrico entre los circuitos primario y secundario y la consiguiente dispersión magnética que este defecto ocasionaba.

Se empleaban en los circuitos primarios tensiones elevadas de las calificadas de alta tensión, peligrosas para el personal de maniobra, lo que exigía gran separación con las partes vivas del horno; se verificaba la refrigeración de la bobina y chapas magnéticas por aire forzado, lo que exigía el establecimiento de canales, necesarios también por la defectuosa calidad de las chapas, y si a esto se añade el excesivo grueso de los revestimientos en comparación con los utilizados actualmente, se comprenderá el defectuoso resultado de estos aparatos.

Queda aún por considerar la cuestión de los movimientos del baño en estos hornos. Según J. Härden (1909) se distinguen tres clases:

1) Rotación alrededor del eje de la sección;

2) Sobreelevación del lado exterior de la superficie del baño, por donde fluye la escoria (véase la figura), y

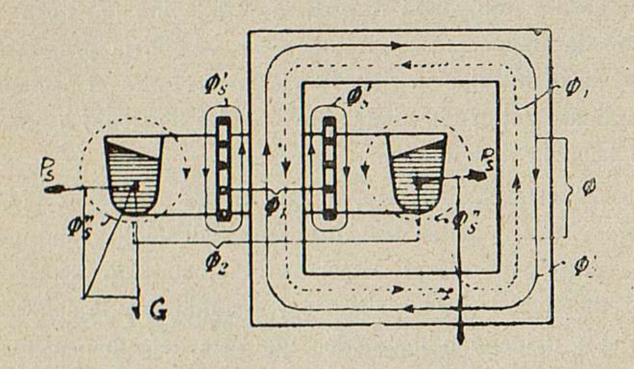
3) Movimiento alrededor del eje del anillo.

Se han dado muchas y variadas explicaciones del origen de estos fenómenos, lo que quiere decir que ninguno satisface completamente. Nos atenemos a la de Hochenegg y Kurda, según la cual, además del flu-





jo $\phi'_2$ y $\phi''_1$ que atraviesan el núcleo de hierro y producen el flujo magnetizante $\phi$ en el hierro, se origina entre los circuitos primario y secundario un flujo de dispersión $\phi'_s$ y $\phi''_s$ que proviene, en parte de la corriente del primario y cuyo valor es considerable, aumentado del flujo de dispersión secundario, en oposición de fase con el primario, pasa, en parte, por el hierro en estado de fusión y, aunque algo defasado, lo refuerza.




Como quiera que las líneas de fuerza se repelen mutuamente, es natural ejerzan esfuerzos transversales sobre el circuito del anillo al que tienden a ensanchar. Por tanto, el hierro en estado de fusión, está sometido, como lo indica la figura, a la acción de la gravedad (G) y a la presión (Ps) de las líneas de fuerza de dispersión, dirigida perpendicularmente a la acción de la gravedad; es decir, que obra como fuerza centrífuga. La superficie del baño se establece, por tanto, normalmente a la resultante de estas dos fuerzas, y esta inclinación explica el movimiento del baño alrededor del eje del anillo, dirigida hacia el interior. Es probable que el metal se enfríe más rápidamente en los puntos más elevados de la superficie exterior, de forma que el metal desciende y origina este movimiento parecido al de rotación del baño.

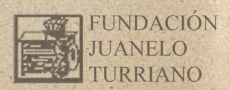
Complementariamente a estos movimientos que constituyen una característica común a todos los hornos de inducción y que son realmente beneficiosos, puesto que bracean el baño y uniformizan su composición y temperatura, existe otro movimiento perjudicial, que el metalurgista americano Carl Herring fué el primero en advertir y comunicar al 11.º Congreso de la American Electrochemical Society el año 1907, titulado «A practical limitation of resistence furnaces», que dominó «Pinch effect» y al que en nuestras fábricas han puesto el nombre de «colapso».

Hering observó que, cuando la densidad de corriente en el anillo excede de 1.200 amperios por pulgada$^2$, se produce fácilmente contracción de la sección en el conductor metálico en fusión contenido en el anillo, sobre todo, en las secciones en las que el canal se halla ligeramente reducido por las imperfecciones de su ejecución. La forma de esta contracción se parece a la de un pellizco en materia pastosa, de donde proviene el nombre que se le asignó. Aumentando suficientemente la densidad de corriente el pellizco puede profundizarse y los surcos producidos alcanzan al fondo del canal e interrumpen la corriente. Se vuelven a cerrar en cuanto aquélla se anula, y se corta nuevamente y origina una serie de bruscas oscilaciones acompañadas de proyecciones de metal fundido, hasta que la escoria que flota superficialmente se escurre al fondo del canal y al impedir con su presencia la unión del baño metálico, queda definitivamente anulada la corriente y el horno interrumpido se enfría.

Como en el caso de los movimientos útiles del baño han aparecido varias explicaciones técnicas del fenómeno, entre las que transcribimos la expuesta por Pierre Barry («Actions mecaniques du courant dans les conducteurs electriques». — *L'Eclairage electrique, 1908*), según la cual, «este fenómeno procede del flujo disperso entre el núcleo de hierro y el anillo, y es complementario del efecto de inclinación del baño (considerado antes). Las líneas de fuerza magnéticas rodean al conductor y, por su propia naturaleza, a la vez que tienden a ensanchar el circuito produciendo un efecto centrífugo, tienden al mismo tiempo a disminuir su desarrollo alrededor del conductor, ocasionando el efecto de agarrotamiento centrípeto observado».

El fenómeno es progresivo, y al descubrir las losas refractarias que cubren el anillo del horno, pueden observarse los surcos producidos en los estrechamientos de sección, en las que el calentamiento se hace más intenso, y la fluidez del metal mayor. El metal se encuentra, por tanto, en estas secciones con menor capacidad de resistencia al agarrotamiento del flujo, y el surco aumenta constantemente y se producen generalmente los colapsos, cuando el metal ha adquirido la





temperatura necesaria para verificar la colada, que, a causa de este accidente, debe quedar aplazada.

Se comprende que el usuario de estos hornos tiende a aumentar todo lo posible la densidad de corriente al objeto de disminuir las pérdidas de calor, función del tiempo de fusión, y, por consiguiente, el gasto de energía, y se comprende, asimismo, la inseguridad que le produce el aparato que en el momento crítico de la colada empieza a producir fallos que le malogran la operación.

En nuestro concepto, la progresiva disminución de la frecuencia de estos hornos obedecía, además de las razones expuestas anteriormente, a evitar la condición de resonancia entre la frecuencia del agarrotamiento producida por las líneas de fuerza, armónicas con la corriente, y la presión ferrostática que aparece en los bordes del surco por la considerable altura a que se encuentra el material, tenida en cuenta su fluidez.

Claro está que se buscaron remedios a estos inconvenientes, y lo mismo que en otras instalaciones, en el horno de Araya, se establecieron placas de calentamiento de grafito, que, generalmente, recibían corriente a mayor potencial que el baño y que tenían por objeto calentar la escoria, o bien establecer un puente entre los bordes del surco producido para salvar la operación de su fracaso; con el mismo objeto, también se aplicaron unos anillos de hierro en toda la vuelta del canal, situados a la altura de la escoria y sin tocar al metal. Su aplicación es el establecer un puente eléctrico por medio de dos barras introducidas a cada lado del surco, en cuanto se notaba su formación, con lo que el circuito así derivado evitaba el sobrecalentamiento del material en dicha sección y contenía los perjudiciales efectos que se han descrito.

Pero se comprende que una explotación con tan onerosas dificultades no podía mantenerse indefinidamente, así que, al aplicar a los hornos eléctricos de arco las reactancias adicionales en sus transformadores y los reguladores automáticos que los libraban de los defectos que se producían en la regulación a mano, pronto desplazaron a los hornos de baja frecuencia y, únicamente, sobrevivieron algunos en Suecia hasta la aparición de los de alta frecuencia que les ocasionaron el cese definitivo.

## 5. HORNOS DE INDUCCIÓN DE ALTA FRECUENCIA

Son los últimos llegados al servicio de la industria, pues fueron descubiertos, casi simultáneamente, por el doctor Northrup, en América (1919), y por Ribaud, en Francia (1921).

El horno de inducción de alta frecuencia adquirió rápidamente importancia decisiva en siderurgia, pues, sin discusión, constituye el aparato ideal para la síntesis de aceros y aleaciones y, por tanto, es el verdadero horno complementario del de arco en la producción de aceros de alta calidad. Todos los aceros combinados en sus múltiples combinaciones ternarias y cuaternarias, las aleaciones más delicadas, como las piezas para imanes al tungsteno, aluminio, níquel y cobalto, las chapas magnéticas al silicio, así como los últimos tipos estudiados, resistentes a las elevadas temperaturas de las turbinas de gas, etc., se obtienen en estos hornos con gran pureza y seguridad, pues realiza la fusión sin reacciones de crisol o de escoria, sin contaminaciones de los electrodos o de gases, y puede realizar la fusión, si fuere necesario, al vacío o en atmósferas vigiladas.

A este resultado contribuye, desde luego, la forma de su capacidad semejante al crisol utilizado antiguamente en siderurgia para obtener aceros finos. Su facilidad de arranque y el vaciado completo después de cada fundición, que permite pasar de un tipo de acero a otro, sin dejar el residuo madre de los hornos de inducción de baja frecuencia, lo que permite aplicarlo a los más variados trabajos.

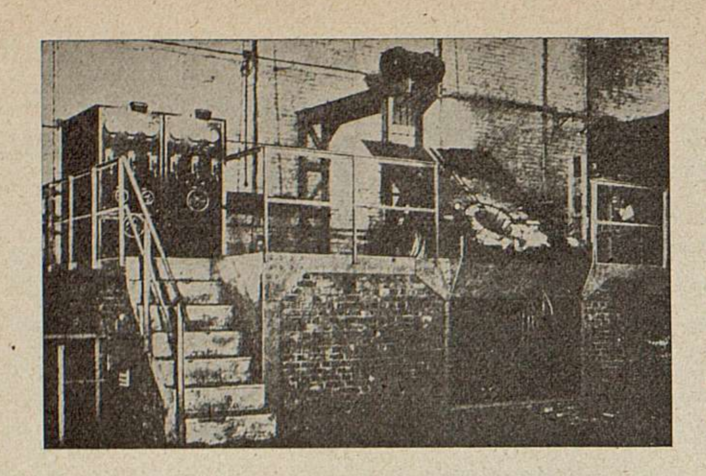
Con estas relevantes cualidades no es de extrañar substituyera en el momento de su aparición a los hornos de inducción de baja frecuencia, que cumplían deficientemente, en las acererías, los mismos cometidos, y no es extraño, tampoco, que al sobrevenir las mejoras en estos hornos, hayan pasado inadvertidos, ya que, es preciso reconocerlo, tales cualidades no han sido superadas.

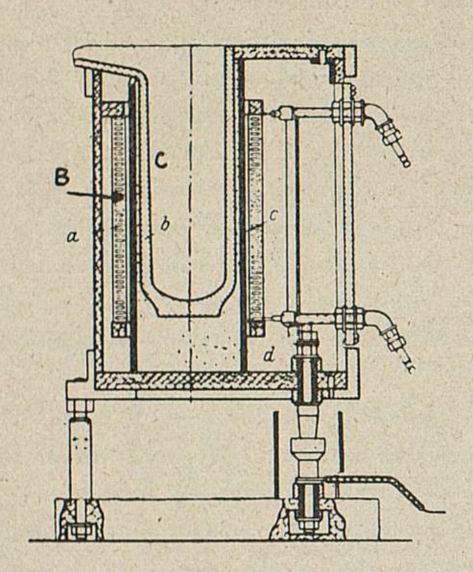
Se incluye sección de un horno de alta frecuencia y disposición general de una instalación de este género, que, después de las descripciones anteriores, no requiere más explicación.

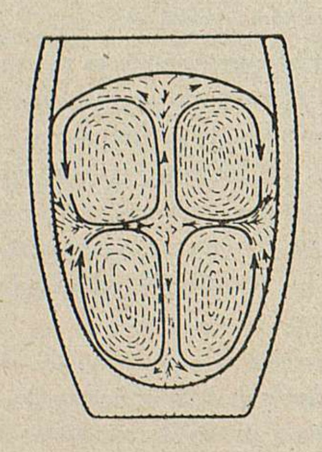
Sin embargo, y sin tratar de menoscabar en lo más









Horno de inducción de alta frecuencia.
*a)* Inducción primaria. *b)* Crisol. *c)* Tubo protector.
*d)* Aislante de Calor.

mínimo tan ventajosas cualidades, no sería completa esta exposición comparativa, si se pasara en silencio:

1.° La dificultad de construir hornos de alta frecuencia de gran capacidad.

Para que el acoplamiento eléctrico de las corrientes primaria y secundaria sea lo más ceñido posible, es preciso que el grueso de la pared del crisol se reduzca al mínimo compatible con la resistencia mecánica para soportar el peso del material en estado de fusión. En caso contrario, al ser esta pared tan permeable al flujo magnético como el hierro en estado de fusión y hasta mayor, según algunos experimentadores, la dispersión magnética es, por lo menos, tanto mayor cuanto más gruesa sea dicha pared, ya que las líneas de fuerza se hacen más densas en las proximidades de la bobina y se sabe que estas líneas externas al circuito secundario no inducen corriente y disipan energía.

Este detalle constructivo limita la capacidad de este tipo de hornos, tanto que no tenemos referencias de instalaciones mayores de una tonelada y media y, en cambio, conocemos varias donde se ha alcanzado la producción deseada mediante el aumento del número de hornos; en el año 1934, pudo observar una disposición perfeccionada del metalurgista inglés sir Robert W. Campbell, quien reforzaba el crisol adosándole unas piezas polares exteriores, que, según su autor, además de contribuir a sus resistencia, mejoran el rendimiento eléctrico del horno, puesto que proporcionan a las líneas de fuerza, que se cierran por el exterior, un camino más permeable, que han de recorrer con menor gasto de energía magnetizante.

No hemos tenido ocasión posteriormente de comprobar el resultado de esa innovación, si bien el hecho de no haber sabido noticias posteriores, hace sospechar que esas masas polares atravesadas por flujos de alta frecuencia, más bien han de ocasionar nuevas pérdidas eléctricas, esta vez, por corrientes de Foucault e histérisis de las chapas.

2.° Dígase lo que quiera, y hasta nuevo aviso, mientras se requiera la instalación de un grupo motor-generador para la producción de corrientes de alta frecuencia, estos hornos se encuentran, respecto de su rendimiento, en el mismo pie de inferioridad que los hornos de baja frecuencia considerados anteriormente.

El rendimiento del aparato será el producto de los





rendimientos del grupo y del horno y, si el del motor puede alcanzar valor aceptable, el del alternador seguramente dejará bastante que desear, ya que, además de ser monofásico, dado que cualquier corriente polifásica arrollada sobre el huso del crisol daría flujo resultante nulo, en los tipos corrientes estos generadores son de hierro móvil y la corriente que producen dista mucho de la forma sinusoidal, y se limita, en general, a un festonado que se diferencia bastante de la curva del máximo rendimiento.

Si a esto se añaden las dificultades de conducción de las corrientes de alta frecuencia, la facilidad con que se fugan en los cambios de dirección, la inducción que toma origen entre conductores, aunque no estén muy próximos, y las pérdidas que se originan en las importantes baterías de condensadores que, como complemento funcional, los acompañan, se comprenderá que el rendimiento eléctrico global deje bastante que desear.

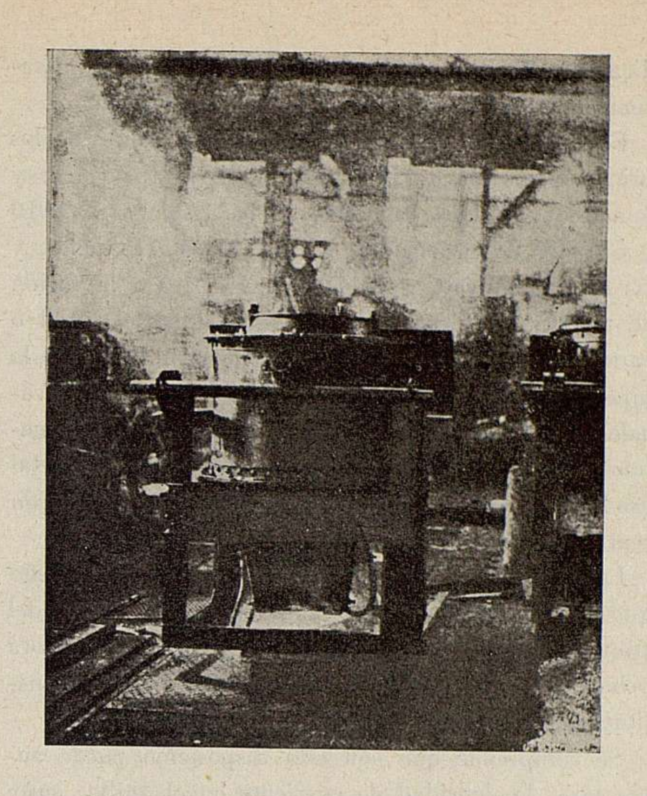
Desde luego, no se oculta la posibilidad de su mejora para el día en que estas corrientes suficientemente intensas y de voltaje adecuado puedan obtenerse en tubos electrónicos con la sencilla facilidad con que se producen en los aparatos de radio, y que, si hasta la fecha no han resultado favorables y suficientes para la fusión, en cambio han invadido el campo de aplicación de los tratamientos térmicos, de tal manera, que están transformando los procedimientos ígneos hasta ahora utilizados.

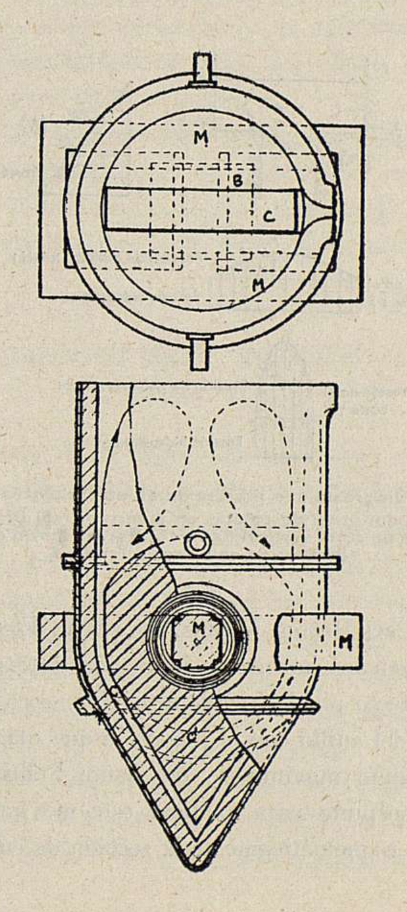
## 6. HORNOS DE INDUCCIÓN DE FRECUENCIA NORMAL

El análisis a que hemos sometido a los hornos de inducción, nos permitirá situar, al recordar las características de cada uno, el lugar que les corresponde a los que son objeto de esta comunicación.

Abandonados los hornos de baja frecuencia por su deficiente rendimiento eléctrico y dificultades de conducción, realmente no se sentía necesidad de introducir en siderurgia nuevos tipos de hornos, ya que los de arco y los de alta frecuencia cumplían los cometidos que se deseaban.

Sin embargo, el profesor ecuatoriano Dr. Manuel Tama, presentó a la reunión de Cleveland del 12-16 de mayo de 1930 una comunicación en la que se vin-





dica la utilización de los hornos de inducción de frecuencia normal para la fusión del hierro colado.

El tipo preconizado se diferencia totalmente de los primeros hornos de inducción de baja frecuencia y tomando una idea esbozada de las patentes 339.010 y 361.627 de Scheneider, en el Creusot (Francia), y las de Ajax-Wyatt, aplicadas en América a la fusión de metales no férreos, en lugar de situar el canal o canales calefactores en posición horizontal y con la superficie superior abierta a la atmósfera, utiliza canales o anillos totalmente sumergidos, es decir, sometidos a la presión ferrostática de una masa de metal fundido situada a nivel superior que, por su acción centrífuga, se opone al efecto centrípeto del flujo.

La disposición general viene indicada en el diseño que precede, en el cual (M) es el circuito magnético del transformador del horno; (B), la bobina inductora primaria, y (C), el canal o anillo sumergido que constituye el circuito secundario de una sola espira.

Se comprende que con esta disposición puede aumentarse la densidad de corriente en el anillo, hasta un nuevo límite más elevado, sin peligro de que se produzca el efecto del pellizco («pinch»).

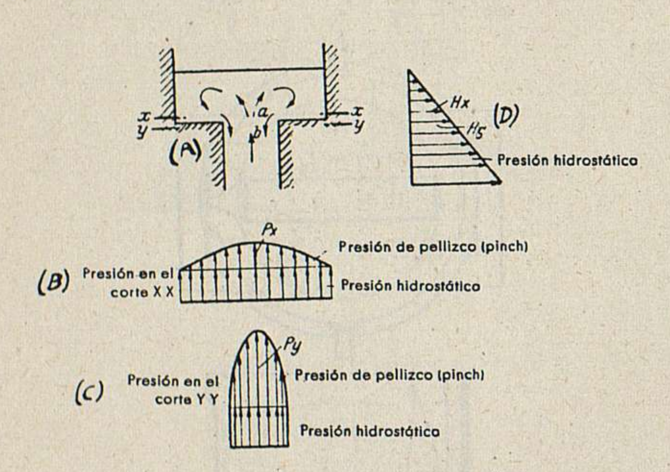



Diagrama que representa el «efecto pinch».
(A) Abertura del canal de colada en el terreno. (B) Distribución de la presión en un corte vertical de A. (C) Presión en un corte P P de A (D) Presión en un corte Y Y de A.

Según Carl Hering (Trans. American Electrochemic Society), «en los hornos de inducción de canal sumergido «el efecto pinch» tiende a originarse en la sección de enlace del anillo con el hogar, lo que origina intenso y continuo movimiento del baño. Refiriéndonos a la figura adjunta para explicar este movimiento, (A) representa esquemáticamente la sección de enlace de un anillo de fusión con el hogar. La corriente circula a través del mismo y se forma el campo magnético alrededor del conductor, el cual tiende a comprimirlo. La distribución de presiones en dos secciones (x-x) (y-y) muy próximas en (A), cuyas áreas son muy diferentes, se muestra en los gráficos (B) y (C). La presión ferrostática figura en (D) y aumenta proporcionalmente desde la superficie hasta el fondo de la sección (x) es Hx y en la (y) es Hy. Además, la presión centrípeta generada por el efecto «pinch» es de magnitud parabólica, como puede deducirse fácilmente de su expresión

$$P = \frac{I^2}{\delta\, r^2}$$ en la que (I) es la intensidad de la corriente y (r) el radio del conductor. Es obvio que la máxima presión Py en la sección estrecha (y-y) es mayor que la Px en la sección ancha. Las dos secciones próximas adyacentes se encuentran, en consecuencia, sujetas a presiones muy diferentes en las que la presión en (b) es más elevada que en (a). Esta diferencia de presión ocasiona un chorro en dirección (b-a) en el centro de la sección, que se completa con un retroceso periférico según las flechas. La acción es igual que si una bomba hélice elevara el metal en (b); esta acción de aspiración ocasiona beneficioso movimiento del metal en los canales sumergidos, y evita el recalentamiento del material y uniforma su composición, con tal de que los canales se dimensionen adecuadamente.

Herring intentó aplicar esta exacta teoría, pero fracasó y, en cambio, Clamer y Wyatt tuvieron buen éxito al adaptar la frecuencia normal a la fusión de metales del grupo del cobre y en fusión del cobre puro.

La aplicación a los metales férreos de más elevado punto de fusión se ha efectuado perfeccionando algunos detalles constructivos que no modifican los principios establecidos por Herring. En primer lugar, se ha elevado la tensión por espira en el transformador, se ha vuelto a la forma primitiva circular del canal, dado que la forma en V, adoptada por Wyatt, produce rápido desgaste del anillo por la rápida circulación que engendra; se ensanchó paulatinamente la sección del anillo en la proximidad de su confluencia con el hogar, lo que evita los cambios bruscos de sección.

La operación debe llevarse en la forma siguiente: después de colado el horno y dejar la madre en el anillo para la fusión siguiente, debe hacerse la prime-





ra carga sin conectar la corriente, con lo que comienza a fundirse por mezcla con el residuo del horno y, cuando el conjunto se hace pastoso, se conecta la corriente. Fundida la primera carga, se van añadiendo las siguientes hasta completar la capacidad del horno, procurando no adquiera excesiva temperatura, ya que, además, es la marcha más conveniente y económica y, cuando el horno se encuentre lleno, se recalienta para sacar la colada, situación en la que por la altura del material sobre el plano de unión de los canales, la importante presión ferrostática que actúa, es suficiente para evitar la aparición del desagradable efecto «pinch».

También se ha mejorado la ejecución de los revestimientos por el método preconizado por D. Rohn, que luego se explicará.

En estas condiciones, con las modificaciones expuestas, se construyeron hornos de frecuencia normal para fundir hierro colado en Alemania el año 1930 y se aplicaron a la fusión del acero por nosotros en el año 1937. Existen varios hornos instalados en nuestra nación, que funcionan con toda normalidad.

De la experiencia obtenida se pueden destacar algunas consideraciones: El horno eléctrico de inducción de frecuencia normal se clasifica entre los que hemos denominado horno de síntesis siderúrgica, por tanto equivalente en esta función al horno de alta frecuencia, ambos complementarios del horno de arco, único entre los eléctricos capaz de realizar funciones de afino con escorias apropiadas.

Esta equivalencia, desde luego, no es absoluta, pues, así como en el de alta frecuencia admite el vaciado total del crisol, en el de frecuencia normal es preciso dejar la madre en el anillo, lo que constituye una limitación cuando se trata de variar la composición del hierro obtenido; por lo cual, en general, el primero será ventajoso cuando la producción sea muy variada, y el segundo convendrá en grandes producciones del mismo tipo de metal, como ocurre, por ejemplo, en el moldeo.

En cambio, el horno de inducción de frecuencia normal, es económico de instalación y de funcionamiento. Ya se expresó anteriormente que el de alta frecuencia exije la instalación de un grupo convertidor rotativo a más de importante batería de condensadores, cada uno de cuyos elementos debe poseer la potencia aplicada al horno. El costo de todos estos elementos se eleva de cinco a seis veces el de un transformador de igual potencia que es el único aparato que requiere el horno de frecuencia normal. En este punto es más económico incluso que el horno de arco, ya que no requiere regulador automático ni bobinas de reactancia, o sea, que, a igualdad de potencia, el horno de inducción de frecuencia normal es el más económico de instalación de cualquiera de los hornos eléctricos.

En cuanto a la economía de funcionamiento, si se considera el rendimiento total, es decir, desde el contador de entrada hasta el producto del horno, es también de mejor rendimiento que los hornos de alta frecuencia, aunque queda en situación algo inferior respecto de los de arco, ya que éstos, por la mayor potencia transmitida por unidad de tiempo, verifican la fusión más rápidamente y, por tanto, ofrecen menores pérdidas exteriores por enfriamiento.

Está energía es variable con la capacidad del horno; por lo que, para establecer comparaciones, es preciso operar sobre hornos de capacidad equivalente. En ensayos con hornos de ambos sistemas de una tonelada de carga el consumo del horno de inducción de frecuencia normal se ha fijado en 900 kilovatios-hora, o sea, sensiblemente un diez por ciento más que el de arco, para realizar la fusión.

El exceso de consumo de energía queda sobradamente compensado por la importante economía del gasto de electrodos, lo que lo sitúa, desde el punto de vista económico, en muy buen lugar para la explotación.

## 7. CÁLCULO DE SUS ELEMENTOS MÁS IMPORTANTES

El cálculo de un horno de inducción de frecuencia normal es elemental y, por tanto, unas ligeras indicaciones bastarán para fijar sus elementos principales.

Lo primero que procede determinar es la capacidad del horno en relación con las necesidades que ha de cubrir. Fijado el tamaño, se deduce el volumen del anillo o anillos según sea el horno proyectado mono o polifásico, pues se sabe que es común actualmente calentar de 7 a 10 veces su propio peso.

El rendimiento calorífico para un tamaño determinado de horno es tanto más elevado cuanto menor la superficie de enfriamiento; por consiguiente, convie-





ne que el hogar se aproxime a la forma cúbica o bien, a la cilíndrica de diámetro igual a su altura.

El anillo se proyecta de sección rectangular, o mejor, elíptico de eje mayor (a) doble del eje menor (b).

Con estos antecedentes, si hacemos $a = \frac{D}{\alpha}$ se deduce el diámetro del anillo

$$D = \sqrt{\frac{2\,\alpha^2 A}{\pi^2\,\delta\,K}}$$

en la que

A = carga del horno en kilogramos, K = relación del anillo a la carga.

$\delta$ = densidad del metal líquido.

Si designamos ahora por:

P = potencia calorífica desarrollada en el anillo.

U = energía suministrada a cada tonelada de metal que se ha de fundir.

$\rho$ = resistividad media del metal.

$R_2$ = resistencia del secundario, y $E_2$ = f. e. m. de inducción.

Se tendrá:

$$P_2 = \frac{U\,A}{t}\ ,\ y\ ,\ E_2 = \sqrt{P\ .\ R_2} = \alpha\sqrt{\frac{2\,U\,A\,\rho}{t\,D}}$$

Si $U_1$ es la tensión primaria, teniendo en cuenta las fugas magnéticas se puede admitir con suficiente exactitud en la práctica.

$$E_2 = \frac{U_1}{n_1}\cos\varphi_1\ ,,$$

o sea

$$n_1 = \frac{U_1\cos\varphi_1}{E_2} = \frac{U_1\cos\varphi_1}{\alpha\sqrt{\frac{2\,U\,A\,\rho}{t\,D}}}$$

Si despreciamos la caída de tensión en el primario, la fuerza electro-motriz inducida igual a $U_1$ en valor absoluto, y la fuerza electro-motriz inducida en una espira del primario, vale:

$$\frac{U_1}{n_1} = \frac{U_1}{\frac{U_1\cos\varphi_1}{E_2}} = \frac{E_2}{\cos\varphi_1}$$

y, por lo tanto, la sección de hierro necesaria se determina por la conocida fórmula.

$$S = \frac{E_2}{\cos\varphi_1}\cdot\frac{10^8}{\sqrt{2\,\pi}\,\phi\,f}$$

expresad en gauss por centímetro cuadrado en la que

$\phi$ = Inducción máxima en el hierro.

$f$ = frecuencia de la corriente, en este caso. 50 períodos por segundo, o sea la normal.

## 8. APLICACIONES SIDERÚRGICAS

Por originarse el flujo calorífico dentro de la propia masa metálica que se trata de fundir, constituye el horno de inducción, de frecuencia normal, el elemento ideal para realizar aplicaciones siderúrgicas de síntesis o de composición, tanto en vaso abierto como cerrado, al vacío o en atmósferas neutras, oxidantes o reductoras, según deseo del operador. Las más importantes son las siguientes:

### I. FUNDICIÓN DE HIERRO COLADO

Llevamos años fundiendo hierro colado en estos hornos. Para ello partimos de lingotes o chatarras frías, y obtenemos hierro perfectamente limpio, sin interposición de arenas, escorias, cenizas o carbón, como ocurre al procedente del cubilote. Su composición química viene perfectamente comprobada y se obtienen hierros perlíticos de altas características de resistencia y dureza, y, sin embargo, fácilmente mecanizables, debido al sobrecalentamiento a que se los somete y a la gran división resultante del grafito.

Lo que nos permite producir bancadas de torno, camisas de cilindros de motores y otras piezas resistentes al desgaste, culatas y tubos de escape resistentes a temperaturas elevadas, cilindros de compresores resistentes a la presión, etc.

Si bien el costo de la fusión eléctrica es más elevado que la del cubilote, queda compensada la diferencia, en primer lugar, por la calidad del producto y, además, por el empleo de chatarras de menor precio, como virutas y hierros blancos que pueden fácilmente mejorarse con adiciones estrictas de ferrosilicio, por admitir mayores adiciones de chatarra de hierro dulce o acero para formar la base perlítica, por la economía de la mano de obra al servicio del horno, etc.

*Procedimiento «Duplex».* — Se utiliza este horno para uniformizar la composición de la fundición y recalentar el caldo obtenido en el cubilote, desde la temperatura de 1.400°, a que generalmente se produce en este aparato, hasta la de 1.550° ó 1.600°, con lo





que el metal mejora sus cualidades y se iguala su composición.

La energía prevista para este sobrecalentamiento es de unos 60 kilovatios/hora por tonelada, en operación continua, y la mejora obtenida se evidencia en la disminución del carbono combinado, lo que mejora tanto su resistencia como su facilidad de mecanización.

*Fundiciones especiales.* — Dada la disposición del horno y su sencillez de conducción, se producen con suma facilidad fundiciones especiales como la del hierro al silicio, resistente al fuego y a los ácidos; hierro al níquel-cromo, para resistencias eléctricas, y cuantos tipos de síntesis requieran las necesidades industriales.

## II. FUNDICIÓN DE HIERRO MALEABLE

Sabido es que, normalmente, la fundición de hierro maleable se llevaba preferentemente en crisoles, al objeto de vigilar con exactitud sus elementos constitutivos, ya que el carbono, que no se encuentra en estado combinado, no experimenta transformación en la operación subsiguiente del recocido y, por tanto, resulta quebradizo el núcleo de hierro que contiene grafito, por la solución de continuidad que comunica al conjunto.

La escasez de crisoles y el elevado precio de los que se ofrecen al mercado ha conducido a los productores nacionales de hierro maleable a substituirlo por la fusión en cubilote, con el perjuicio consiguiente para la calidad del producto final, ya que al estar mezclados en dicho aparato siderúrgico, el hierro que se ha de fundir y el carbón de caldeo, es muy difícil evitar la absorción del carbono por el hierro en estado líquido y la consiguiente precipitación del grafito en el producto solidificado.

Por esto, el horno eléctrico de inducción de frecuencia normal debe adquirir un puesto destacado en la producción nacional de hierro maleable, pues constituye el elemento más perfecto para obtener lechos de colada exactos desde el punto de vista de su composición química, y mejorar incluso al crisol, que, por ser de grafito, puede ceder algo de carbono al baño, y por la falta de gases del carbón que pudieran llegar a contaminarlo si no se llevara la operación con la pericia y diligencia debidas.

Además, la sencillez y baratura de su instalación lo pone al alcance de los más modestos fundidores de maleable y les permite considerar su adquisición en modestas capacidades, cuando la instalación de un horno de arco o de alta frecuencia excedería de sus posibilidades económicas.

Su funcionamiento económico es ventajoso, ya que el mayor costo de la energía eléctrica en la fusión viene compensado por la posibilidad de utilizar lingote producido con coque en lugar de lingote con carbón vegetal, por la mayor admisión de chatarra de hierro dulce que puede entrar en las composiciones y la menor duración del recocido, según los procedimientos del maleable americano.

Es de lamentar que por dificultades de orden administrativo no haya podido poner en marcha el subscrito una fundición de este tipo, que serviría de demostración de las posibilidades del horno de inducción de frecuencia normal, en este respecto.

## III. FUNDICIÓN DEL ACERO

a) *Acero de moldeo.*—Se recuerda que la fusión del acero en esta clase de hornos se realiza bajo una capa de escoria que protege al metal del enfriamiento, y, sobre todo, de la oxidación progresiva que ocurre si se lleva la operación al descubierto, transformándose en óxido todo el volumen de hierro contenido en su capacidad.

Es preciso crear esta escoria, si bien en los talleres de moldeo procede de las arenas que vienen adheridas a los bebederos y mazarotas de las piezas fundidas y de lo que, más o menos involuntariamente, se introduce con la chatarra, así como de la que se desgasta del propio revestimiento ácido.

Como quiera que en esta clase de revestimientos no se produce reducción del óxido que acompaña a las piezas y el que pueda originarse por la acción del oxígeno del aire sobre la masa fundida, se forman silicatos, cuya composición química oscila entre los tipos denominados mono y trisilicato.

Si la composición de la escoria se acerca al monosilicato, resulta excesivamente flúida, y, si adquiere espesor elevado, como sólo se calienta por contacto y es mala conductora del calor, si llega a solidificarse adquiere tal tenacidad que obliga a veces a utilizar martillo y cincel para romperla; es, por tanto, más ventajoso llevar la operación más bien con exceso de





sílice, que produce escorias frágiles y que no ofrecen ninguna dificultad para la alimentación del horno.

La protección de esta escoria es tan eficaz, que el horno no requiere bóveda. Se hace la carga directamente por la parte superior; pueden introducirse piezas largas de punta sin necesidad de trocearlas, y la maniobra no resulta incómoda, ya que no es de temer la reverberación del calor, pues la superficie superior de la escoria no pasa del rojo obscuro, o sea, menor temperatura que cualquier horno de forja.

En estas condiciones se comprende que la preparación de acero para moldeo en estos hornos resulta muy ventajosa y económica, y ésta es la principal aplicación que se les ha dado hasta la fecha.

b) *Acero de bajo carbono y aleaciones.*—En esta aplicación sintética aventaja a los hornos de arco, en la producción de chapas para transformadores con contenido de carbono del orden de 0,04 % y en la producción de aceros inoxidables, partiendo de hierro sueco de la mayor pureza y haciendo las adiciones especiales de ferrosilicio rico o de níquel-cromo, según los casos.

También puede hacerse la refundición de las aleaciones de cromo y cromo-níquel, sin que sea de temer la elevación del carbono, ni se originen disminuciones sensibles de estos elementos durante la refusión.

c) *Aceros ácidos de calidad.*—Al refundido en el horno de inducción, de revestimiento ácido, los desperdicios y residuos de laminación procedentes de aceros obtenidos en hornos básicos, se obtienen aceros con todas las cualidades del acero ácido, utilizable en la fabricación de cañones y piezas de aeroplano sometidas a fatigas repetidas con elevado límite de elasticidad y gran resistencia transversal.

A este respecto se han establecido acererías a base de hornos de arco con revestimiento básico que refinan el acero hasta determinado grado previsto, después de lo cual se refunden en hornos de inducción que pudieran ser de frecuencia normal.

d) *Aceros resistentes al calor y a los choques, aceros para estampas y otros aceros denominados refractarios.*—A base de cromo, los hemos fundido en estos hornos sin pérdida notable de su composición, así como los aceros para hilos de resistencias eléctricas tipo «nicrhome» y aceros austeníticos al manganeso.

e) *Aceros soplados.*—Últimamente se han realizado ensayos para inyectar aire a presión del metal, reproduciendo el procedimiento Bessemer, y aunque la cuestión se encuentra todavía en período de ensayo, los resultados obtenidos han sido alentadores, y se espera obtener determinado afino por el aire, aunque no alcance más que a la carburación del material.

### IV. OTRAS APLICACIONES

Una aplicación que se encuentra actualmente en ensayo es la refusión de las esponjas de hierro obtenidas en hornos giratorios o semejantes que proporciona un medio económico de separar estos nódulos de las escorias que los envuelven y que, al propio tiempo, habrían de ser soplados, como se ha dicho en el apartado anterior, con lo que se produciría, con sólo dos operaciones siderúrgicas, hierro laminable.

Otra aplicación que creemos habría de ser útil, sería la aplicación de la inducción con frecuencia normal a los mezcladores de las fábricas siderúrgicas, cuyo proyecto queda aún inédito.

## 9. REVESTIMIENTOS UTILIZADOS

Los resultados obtenidos y descritos en los hornos de inducción de frecuencia normal han sido realizados con revestimiento de carácter ácido, ya que no han dado resultado satisfactorio los ensayos realizados para obtener un revestimiento de carácter básico resistente a la temperatura de fusión y al desgaste que produce el movimiento del metal en los canales.

Este inconveniente, bien considerado, no es de extremada gravedad, y no podría por sí sólo rechazar la demostrada utilidad del horno descrito, ya que por ser de carácter sintético y no disponer de cualidades térmicas para realizar el afino, la fusión en revestimiento ácido es indiferente, en el caso del hierro gris y del maleable, y, más ventajosa, en el caso de los aceros, por la marcada elevación del límite de elasticidad que les proporciona a igualdad de composición y tratamientos.

Sin embargo, se continúan los ensayos y se tiene la esperanza de encontrar alguna combinación que produzca resultados favorables, ya que, en casos aislados, se ha llegado a obtener buen número de coladas. El mayor inconveniente es la desigualdad de las impurezas en las magnesitas utilizadas.

Se tiene interés en alcanzar una solución en este res-





pecto, porque, según comunicación del metalurgista inglés Campbell, antes citado, es posible llegar en estos hornos de inducción con revestimiento básico a afinos extremadamente apurados en lo que se refiere al carbono, que no se puede pensar alcanzar en los hornos eléctricos de arco por la contaminación de los electrodos y cuyo resultado, sin embargo, es muy interesante para la producción de chapas para embuticiones profundas, chapas magnéticas y aceros inoxidables de gran ductilidad.

En las primeras pruebas para fundir acero, preocupados por la importancia del efecto del desgaste ocasionado por la circulación del material en los canales, se ensayaron multitud de substancias para constituir el revestimiento.

Entre ellas se probaron la alúmina pura, obtenida en horno eléctrico, cuyo punto de fusión se garantizaba a 2.020°; la corindita o corindón artificial, obtenida en el horno eléctrico como residuo de la fusión de la bauxita en la producción del aluminio y que se dice funde a 1.900°. De estas dos substancias, la segunda posee gran resistencia al desgaste y dió buenos resultados, si bien su precio elevado aconsejó buscar otros materiales menos onerosos. En el mismo caso se encontró la zirconita ($ZnO_2$), con la agravante de agrietarse al enfriamiento y de motivar averías en la fusión subsiguiente.

Se estableció un revestimiento de carborundum que, según la propaganda, se descompone a la elevada temperatura de 2.200° sin pasar por estado pastoso, y con la importante ventaja de poseer pequeño coeficiente de dilatación; sin embargo, su resultado ha sido más bien deficiente, ya que, debido precisamente a su peculiar descomposición, no establece ligazón con los demás materiales del horno, lo que origina grietas en el punto de transición por donde el metal se fuga y produce averías.

Las arcillas refractarias hubieron de ser rechazadas porque se ablandan y salen arrastradas por el flujo del material, lo que desgasta el revestimiento rápidamente y eleva el consumo eléctrico del horno, de modo que se precisa desmontarlo por exceder de la capacidad del transformador.

Finalmente, la casi totalidad de los resultados enumerados anteriormente se han conseguido al utilizar simplemente arena lo más pura posible con 97 a 98 % de sílice, a la que se adiciona de 0,5 a 1 % de mineral de hierro calcinado y bien pulverizado, bien amasado en el molino de la fundición. La mejor composición granulométrica se obtiene con arenas finas, eliminando las que no pasan por el tamiz de medio milímetro.

Todos los materiales enumerados para constituir el revestimiento del anillo se han asentado en el propio sitio de su utilización. Sería muy laborioso e impracticable el tallar piedras o formar bloques de formas complicadas como las necesarias para constituir el anillo sumergido de los hornos de inducción, ya que, sometidos a la importante presión del hierro líquido, cualquier grieta motivaría fugas del material con avería en la bobina del horno.

El procedimiento utilizado, indicado por M. Rohn en su aplicación a los hornos de alta frecuencia, consiste en construir una forma metálica que tenga las dimensiones correspondientes al anillo, que se coloca dentro del horno mediante retacado alrededor del mismo, con fuertes pisones del material refractario utilizado.

La forma es, desde luego, perdida, y una vez terminado el revestimiento se conecta la corriente con tensión inferior a la normal, lo que produce una corriente en la propia forma que seca el material del revestimiento en las mejores condiciones y cuece el refractario utilizado, que se encuentra en disposición de recibir el caldo fundido necesario para constituir la madre del circuito secundario.

Una simplificación introducida desde los primeros intentos realizados por el subscrito, consiste sencillamente en substituir la forma hueca, y laboriosa de realizar, del procedimiento Rohn, por una pieza metálica obtenida por fusión del mismo material que se va a tratar, con lo que el horno no necesita el auxilio de otro horno que le suministre la primera madre del anillo, sino que él mismo contiene el material necesario para cerrarlo y, por tanto, el horno arranca por sus propios medios, con el solo auxilio de la corriente eléctrica.

## 10. PARTICULARIDADES DE FUNCIONAMIENTO

Se detallan las corrientes en los hornos de inducción de frecuencia normal.

a) *Puesta en marcha.*—En las patentes americanas





Wyatt, que, como se ha dicho, se emplean para fundir metales del grupo del cobre, el anillo está formado por una galleta moldeada de material refractario y cocida fuera del horno como otro ladrillo cualquiera, que se coloca en su emplazamiento dentro del horno. Se rellenan los vacíos entre la misma y la envolvente con material pulverulento de composición análoga bien apisonado, y se completa la parte cilíndrica con ladrillos corrientes de sector.

La puesta en marcha en este sistema ha de hacerse llenando la capacidad de la galleta con metal líquido procedente de otro horno, lo cual no constituye sensible limitación, porque las instalaciones de estos tipos de hornos son múltiples. Este es el procedimiento normal.

Si se hace el cocido del refractario *in situ*, según se ha explicado en el capítulo de revestimientos, el horno de inducción se hace autónomo en lo que respecta a su arranque.

b) *Paradas momentáneas y largas.*—En general, en las paradas que se hacen para volver a continuar el trabajo del horno, es preciso mantener el horno bajo tensión reducida que le permita conservar su temperatura próxima a la de fusión. Se cubre el material con una capa de un producto refractario (en general, arena), que se retira fácilmente una vez que el horno vuelve a su normal funcionamiento.

Esta exigencia se hace insignificante cuando los hornos marchan continuamente, lo que constituye, desde luego, la mejor forma de emplear los de este tipo.

En paradas largas, precisa distinguir, si se trata de horno de fundir hierro gris, cuando a causa del limitado coeficiente de contracción por el calor, no existe ningún inconveniente en dejarlo enfriar con el anillo lleno de material. Cuando se desea volverlo a accionar se opera como en el caso del primer arranque con forma sólida.

Cuando el horno contiene acero, entonces es preciso variarlo totalmente, y para que vuelva a funcionar procede llenar el anillo con material procedente de otro horno, o sea, como en el caso de forma hueca, pues si se dejara enfriar el anillo dentro del horno, como en el caso del hierro colado, la mayor contracción del acero agrietaría el revestimiento y producirá avería en la subsiguiente operación de fusión.

c) *Accidentes de funcionamiento.*—El funcionamiento de estos hornos es de lo más sencillo, por lo que no son de temer grandes averías, y, con ligera práctica, cualquier peón un tanto atento puede conducirlo normalmente.

El accidente más corriente es el que en el lenguaje de taller denominan la «bóveda» o el «puente». La bóveda se forma por llevar la fusión demasiado oxidante, o sea, descubierta de escoria, o por hacer la carga excesivamente violenta; se producen salpicaduras o proyecciones de metal desde el fondo del hogar hasta sobre la escoria que debe cubrir el baño.

Puede ocurrir que una capa dura de metal o de silicato de hierro con gran cantidad de hierro forme una costra superior que no flota sobre el baño, sino que se agarra a las paredes del horno sobre las que se sostiene a manera de bóveda.

En estas condiciones, las nuevas cargas no llegan a atravesarla ni toman contacto con el material fundido, sino que quedan detenidas en esta capa de escoria que tiene menor temperatura y adquiere, por tanto, gran consistencia. Como la energía eléctrica calienta solamente el material del hogar, pero no obra sobre las nuevas cargas de las que se encuentran aisladas eléctricamente por la escoria, toda la energía se emplea en recalentar el metal inferior que, al adquirir gran fluidez, permite que las fuerzas que originan el movimiento del baño le impriman gran velocidad, lo que desgasta el revestimiento que flota sobre el metal y que viene a adherirse a la parte inferior de la bóveda primeramente formada, aumentando su espesor. Se repite el fenómeno, hasta que el desgaste se hace tan evidente que el consumo excede de la capacidad del transformador y precisa parar y desmontar el horno.

Si se advierte a tiempo puede remediarse abriendo un agujero en la bóveda de escoria hasta llegar al material fundido, por el que se alimenta hasta conseguir adquiera el volumen necesario para anegar y fundir por contacto todas las salpicaduras primitivas, con lo que se consigue se separe totalmente el material de la escoria aprisionada.

d) *Averías más corrientes.*—La avería más corriente en estos hornos, de la que se ha hecho varias veces mención, es la producida por agrietamiento del revestimiento, por la cual el metal fundido puede llegar hasta la bobina del primario del horno destruyéndola, en general, parcialmente.





Aunque, desde luego, es lamentable este accidente, no se le puede otorgar gran trascendencia, pues es costumbre disponer de bobinas de repuesto que permiten rehacer inmediatamente el horno.

Las bobinas son de tubo de cobre y llevan refrigeración, por lo cual se queman solamente en el trozo próximo al canal, que suele comprender cuatro o cinco espiras y, por tanto, admiten arreglo por substitución de las quemadas.

## *CONCLUSIÓN*

Expresadas las cualidades y defectos de los hornos de inducción de frecuencia normal, creemos están llamados a ocupar puesto destacado en la industria siderúrgica, dentro de su cualidad de horno eléctrico de composición, complementario del horno eléctrico de arco.

Cuando se trata de producir importantes cantidades de materiales férreos de composición y características uniformes, la limitación de conservar la madre en el anillo no representa inconveniente, y en estos casos substituye al horno de alta frecuencia, que tiene idénticas condiciones siderúrgicas, pero que es más barato de primera instalación y de rendimiento por las obligadas transformaciones que ha de sufrir la corriente eléctrica para ser aplicada a los hornos de alta frecuencia.

Vitoria, mayo de 1950.

---

*Sobre este trabajo no se presenta ninguna observación, por lo que son aprobadas sus conclusiones y se pasa a la lectura del siguiente:*





# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 204. - Necesidades de una fabricación eficiente del material refractario por su gran repercusión en el rendimiento y en la economía de la industria siderúrgica

Autor: D. RICARDO FERNÁNDEZ FERNÁNDEZ

Ingeniero Industrial

### I.—PLANTEAMIENTO ACTUAL DEL PROBLEMA DE LOS REFRACTARIOS EN LA INDUSTRIA SIDERÚRGICA Y DIFICULTADES CON QUE SE TROPIEZA

Son de dominio público las dificultades de abastecimiento de primeras materias experimentadas por la industria refractaria durante los años de guerra y postguerra europea, por las circunstancias de todos conocidas y los esfuerzos realizados por los fabricantes para atender a las necesidades de la siderurgia nacional, que han logrado obtener productos de características difíciles de conseguir, incluso por industrias de gran categoría internacional, que permitieron, no sólo mantener la producción siderúrgica, sino la evolución, transformación y ampliación de buen número de instalaciones, y evitar un colapso industrial al estar España injustamente aislada del resto del mundo civilizado. Aislamiento que, si, por una parte, nos perjudicó grandemente, por otra, nos obligó a estudiar, trabajar, discurrir y resolver dificultades, que, de otra manera, hubiésemos esperado que otros nos las resolviesen a costa de nuestro pecunio.

Repito que son dignos de alabanza estos esfuerzos de los fabricantes de material refractario, pero, a medida que la situación siderúrgica se normaliza, para que las industrias de este ramo mantengan, perfeccionen y multipliquen su producción, es preciso mejorar la calidad de los refractarios, porque éstos no reúnen, en algunos casos, las condiciones mínimas exigidas por las fabricaciones siderúrgicas.

La calidad del refractario repercute en el horno alto, porque, al no reunir aquél las condiciones necesarias de refractariedad, resistencia mecánica y mínima porosidad, su revestimiento se destruye a gran velocidad en plazo de meses, cuando debiera resistir varios años, lo que se traduce en disminución notable de rendi-





miento térmico, que se convierte, a su vez, en aumento de consumo de coque —que, en ocasiones, pasa del 15 % del normal—, con la consiguiente repercusión en el costo de la fundición, y llega, en ocasiones, a provocar la rápida parada del horno. Influye, igualmente, sobre las estufas, pues provoca el hundimiento o corrimiento de los empilados, con la consiguiente repercusión en la marcha del horno alto.

Repercute, también, en las baterías de hornos de coque, tanto en recuperadores como en las retortas, donde, al emplear material inadecuado, sobre todo, en éstas, da lugar a su deterioro rapidísimo, con la producción de grietas y deformaciones con pasos de gas y de aire, y desaparece la estanqueidad que se precisa en esta fabricación para obtener buen rendimiento de la misma.

Influye de manera decisiva en la fabricación de acero, porque, cuando el material refractario es de calidad inferior, las campañas de los hornos duran menos, las reparaciones en marcha son mucho más frecuentes, la magnitud de las mismas de mayor costo; los recuperadores no duran más de 400 coladas, cuando debieran durar, por lo menos, 800; los revestimientos de los calderos de colada duran un tercio de lo normal, y las coladas se sangran defectuosamente.

Asimismo, influye el refractario en el rendimiento y producción de los talleres de laminación, forja, tratamientos térmicos y fundiciones, por su empleo en los hornos de recalentar, de normalizar y de recocer y en los cubilotes.

Su influjo no se limita a una disminución momentánea de la producción del taller correspondiente, sino que arrastra tras de sí a todos los factores de producción, encareciendo el costo por tonelada de producto elaborado, aparte de su calidad, disminuyendo, por tanto, la eficiencia de la instalación. Y este efecto desfavorable en la aplicación de los refractarios se puede producir por los motivos más dispares, ya que no sólo influye en la calidad de un refractario que su composición química esté dentro de los límites que se señalan, aunque esto sea primordial, sino que intervienen, desde la selección de la materia prima, pasando por su molienda, su pasta o masa, su moldeo, su secado, su cocción, su enfriamiento y su precisión dimensional, como todos saben. Si todas estas operaciones no se hacen con precisión y esmero, ya puede ser la primera materia de gran calidad, que el resultado será desfavorable. Esto lo conocemos prácticamente los que lo empleamos en cantidades importantes.

Es problema general al que hay que prestar atención en beneficio de la industria siderúrgica, y de la propia de refractarios, para evitar que se importe un solo ladrillo extranjero, y, sin embargo, la industria del hierro y otras, no menos importantes, pueden mejorar sus producciones, en cantidad y calidad.

Comenzaré por decir que no soy especialista en refractarios, pero que conozco el problema por sus consecuencias, al intervenir constantemente en el mismo y emplear crecidas cantidades de aquéllos, viendo los resultados funestos en la producción cuando aquél es de calidad inferior, y también sé que la cuestión de los refractarios, en algunos casos, es mucho más compleja de lo que parece a primera vista, ya que hay muchos problemas de constitución y de transformación estructural que no son aún suficientemente conocidos y que son objeto de permanente estudio por parte de gran número de especialistas y centros de investigación, de manera que no se pueden resolver de la noche a la mañana, sino que tienen que ir resolviéndose paulatinamente, hasta salvar las dificultades de cada caso, como sucede con los ensayos de transformación de las distintas clases de cuarzos y con el estudio actual de los silicatos, cuya complejidad es realmente extraordinaria.

## II.—REFRACTARIO EMPLEADO EN LAS DISTINTAS OPERACIONES SIDERÚRGICAS Y CONDICIONES QUE DEBE REUNIR

Los refractarios corrientemente empleados en las operaciones siderúrgicas son, como todos sabemos, los fabricados a base de cromita, sílice, arcillas refractarias y dolomitas, y digo corrientemente, porque, después, existen los ultrarrefractarios, fabricados a base de óxidos puros, o mezclas de óxidos de muy altos puntos de fusión y de gran estabilidad física y química, en que el punto de reblandecimiento (de los óxidos) está muy por encima de los 1.630° C., y entre los cuales están la magnesia, la alúmina, la circona, la glucina, la cerina y la torina.





Estos óxidos se emplean hoy para la fabricación de refractarios excelentes, mediante mezclas con las pastas cerámicas clásicas.

Así, por ejemplo, la alúmina adicionada a las pastas sílico-aluminosas permite obtener material fundido extremadamente resistente a los fundentes ácidos y alcalinos, a los gases reductores y a los silicatos.

Los productos fundidos en horno eléctrico presentan porosidad casi nula (1,5 %) y permiten obtener productos con 20 a 40 % de $Cr_2O_3$, 18 a 30 % de MgO y 25 a 40 % de $Al_2O_3$, que dan bloques refractarios que se funden por encima de los 2.000° C., excelentes para hornos básicos, hornos de cal y de cemento.

Los obtenidos a base de cromita y magnesia resisten bien la acción de las escorias, de la sílice y de los metales del grupo del hierro.

Los ultrarrefractarios de óxidos puros no resultan de tan buenas propiedades como sus mezclas; así, vemos cómo la magnesia fundida tiene poca resistencia mecánica y resiste mal al choque térmico y que, fabricada por vía cerámica, tiene coeficiente de dilatación elevado y no resiste bien el choque térmico, al mismo tiempo que la superficie de ataque aumenta considerablemente.

Algunos de estos productos adquieren, además, coste prohibitivo para su empleo en la industria siderúrgica.

Los refractarios de uso normal en siderurgia se reducen a los siguientes:

Ladrillos de cromita.
» magnesita.
» cromo-magnesia.
» sílice.
» sílico-aluminosos.
» extra aluminoso.

En el horno alto se utilizan los sílico-aluminosos y extra-aluminosos.

En hornos de coque los de sílice, sílico-aluminosos y extra-aluminosos.

En hornos de acero los de cromita, magnesita, cromo-magnesia, sílice y sílico-aluminosos.

En hornos de recalentar y de recocer, los de sílice y sílico-aluminosos, además de los de cromo-magnesia y cromo.

En los hogares de las calderas de vapor se emplean los sílico-aluminosos.

Además, se emplea la dolomía calcinada en proporciones importantes en los crisoles de los hornos «Martín» y eléctricos.

Las condiciones de trabajo exigidas al refractario durante su uso en el hono alto se expresan en el Cuadro I, y las exigidas al refractario en los hornos «Martín» en el Cuadro II.

Las normas alemanas de características y ensayos de refractarios tomadas del Ensayo de Materiales refractarios de los Sres. Bazola y Darnís para hornos altos, hornos de coque y hornos «Martín», vienen señaladas en los Cuadros III, IV y V.

En el Cuadro VI se indican los análisis de materiales refractarios especiales para hornos «Martín» y eléctricos.

En los Cuadros VII y VIII se señalan las características de varias clases de refractarios ingleses.

En el Cuadro IX se señalan las características de los ladrillos empleados en calderas de vapor.

El consumo de refractario por tonelada de laminado, viene señalado en el Cuadro X.





CUADRO I

*Condiciones de trabajo del refractario en el horno alto*

| Parte del horno | Clase refractario | Temperatura | Abrasión | Desconchado | Acción escorias | Presión | Observaciones |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Crisol ... ... ... ... ... | Bloques sílico-aluminosos de alta densidad o bloques de carbono... ... ... ... | 1.395° a 1.610° C | Nula | Sin importancia | Fuerte | Puede ser alta | — |
| Etalajes ... ... ... ... | Ladrillos sílico-aluminosos o de alta densidad... ... ... ... ... | 1.110° a 1.830° C | Ligera | Sin importancia | Fuerte | 1,5 a 2 kgs./cm² | Cajas de refrigeración para proteger el refractario. |
| Parte baja cuba... ... | Ladrillos sílico-aluminosos de alta densidad ... ... ... ... | 550° a 1.110° C | Ligera | Sin importancia | Importante | 0,5 a 1 kgs./cm² | Desintegración por álcalis, CO. o Zu. |
| Parte alta cuba... ... | Ladrillos sílico-aluminosos de densidad media ... ... ... ... | 330° a 1.110° C | Media | Sin importancia | Ligera | Sin importancia | — |
| Tragante ... ... ... ... | Ladrillos sílico-aluminosos de densidad media ... ... ... ... | 220° a 330° C | Fuerte | Sin importancia | Nula | Sin importancia | — |





CUADRO II

*Condiciones de trabajo del refractario en el horno Martín*

| Parte del horno | Material | Temperatura | Desconchado | Acción escorias | Abrasión | Presión | Observaciones |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Crisol ... ... ... ... ... | Magnesita y dolomía calcinada ... ... ... | 1.650° | — | Fuerte | Fuerte | Pequeña | Producción de grietas e infiltración de metal. |
| Murallas ... ... ... ... ... | Sílice extra ... ... ... Cromo magnesia... ... | 1.650° | Importante | Fuerte | Fuerte en algunos hornos | 0,7 kgs./cm² | Desconchado con calentamiento rápido. |
| Bóveda ... ... ... ... | Sílice extra ... ... ... | 1.650° C | Importante | Fuerte | Fuerte | — | Desconchado con calentamiento rápido. |
| Cabezales ... ... ... ... | Sílice extra ... ... ... Magnesita cromo ... | 1.095 a 1.595° C | Ligero | Fuerte | Considerable | 0,75 a 1 kgs./cm² | |
| Escoriales ... ... ... | Sílice ... ... ... ... ... | 1.595° C | Muy ligero | Fuerte | Muy ligero | 0,75 kgs./cm² | |
| Recuperadores. Parte superior... ... ... ... | Sílico - aluminoso denso ... ... ... ... Sílice 1.ª ... ... ... ... | 1.315° C máx. | Ligero | Fuerte | Fuerte | 1 a 1,5 kgs./cm² | |
| Recuperadores. Parte inferior... ... ... ... | Sílico - aluminoso denso ... ... ... ... | — | Ligero | Importante | Ligera | 1,5 a 1,8 kgs./cm² | |

CUADRO III

*Ladrillos para hornos altos*

| Empleo | $Al_2O_3$ comercial % mínimo | $Fe_2O_3$ % máximo | Punto fusión Seguer mínimo | Resistencia a la compresión alta temperatura | | Porosidad total % máximo | Estabilidad de volumen 4 horas cocción | | Resistencia compresión en frío Kgs./cm.² |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Comienzo ta. mínimo | Fin te mínimo | | a | Variación long. % máxima | |
| Horno Alto ... ... ... ... ...<br>Crisol ... ... ... ... ... ... ... | 40<br>36 | 2,5 | 33 | 1.300° | 1.600° | 27 | 1.500° | ± 1 | 60 % ladrillos mayores 200 kgs. Ninguno menor 150. |
| Horno Alto:<br>«Etalajes», vientre y tercio inferior cuba ... ... ... ... | 36 | 2,5 | 32 | 1.300° | 1.500° | 27 | 1.500° | ± 1 | Idem íd. |
| Horno Alto:<br>2/3 superior cuba y humos tragante ... ... ... ... ... | 33 | 2,5 | 30 | 1.220° | 1.500° | 28 | 1.450° | ± 1 | Idem íd. |
| Estufas:<br>2/3 inferiores emparrillado. | 33 | 3 | 30 | — | — | 28 | — | — | Idem íd. |
| Estufas:<br>1/3 superior emparrillado. Cúpula. Cubas combustión. Parte interna revestimiento muros ... ... ... | 40<br>36 | 2,5 | 33 | — | — | 28 | — | 1.500° | — |
| Estufas ... ... ... ... ... ...<br>Resto ... ... ... ... ... ... ... | 30<br>o menor | 3 | 28 | — | -- | 30 | — | — | — |

CUADRO IV

*Ladrillos para hornos Martín Siemens*

| Calidad | Empleo | $SiO_2$ % mín. | $Al_2O_3$ % máximo | CaO % máx. | Punto fusión Seger mínimo | Resistencia compresión a alta temperatura | | Porosidad total % máximo | Estabilidad volumen .4 horas cocción | | Peso específico % máximo | Resistencia a compresión en frío Kg/cm² mínimo |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Principio ta. mínimo | Final te. mínimo | | a | Variac. long % máximo | | |
| Ladrillos silíciosos ... ... ... | Cabezales, bóvedas, murallas, etc. ... ... ... ... | 94,5 | 2 | 3,5 | 32/33 | 1.630 | — | 25 | — | — | N.º 2,38 H: 2,43 | 100 |
| Ladrillos silíciosos ... ... ... | Cámaras apilados, canales, etc. ... | 92 | — | — | 30 | 1.560º | — | 26 | 1.550º | ± 1,5 | 2,43 | 100 |
| Ladrillos de sílice y arcilla ... | Cámaras y sitios menos calientes. | 90 | — | — | 29 | 1.470º | 1.520º | 27 | 1.500º | ± 1,5 | — | 100 |
| Ladrillos de chamota ... ... ... | *a)* Ladrillos soporte cámaras... ... | — | — | — | 32 | 1.250º | 1.550º | 28 | 1.450º | ± 1,5 | — | 120 |
| | *b)* Condiciones menos severas. | — | — | — | 28/29 | 1.200º | 1.450º | 30 | 1.400º | ± 1,5 | — | 120 |

CUADRO V

*Ladrillos para hornos de coque*

| Clase | Empleo | $SiO_2$ % mínimo | $Al_2O_3$ % máximo | CaO % máximo | Punto fusión Seguer mínimo | Resistencia a alta temperatura | | Porosidad total | Peso específico |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Principio ta. mínimo | Final te. mínimo | | |
| Silicioṣos aglomerados con cal ... | Todas las partes del horno ... ... ... ... | 93 | 2,5 | 3,5 | — | 1.600° | — | 70 % ladrillos menor 25 %, ninguno mayor 28 %. | 80 % ladrillos menor 2,38, ninguno mayor 2,40. |
| Sílico-chamota ... ... | Infraestructura ... ... | — | — | — | 29 | 1.370° | 1.450° | 70 % ladrillos menor 28 %, ninguno mayor 30 %. | — |
| Sílico-alúmina o ladrillos chamota ... | Tochos, apilados, conductos de humos ... | — | — | — | 28 | — | — | — | — |
| Sílico - aluminosos ... | Infraestructura ... ... | — | — | — | 28 | 1.300° | 1.400° | 70 % ladrillos menor | — |
| | Superestructura... ... | 75 | — | — | 29 | 1.370° | 1.450° | 28 %, ninguno mayor 30 %. | |
| Sílico - aluminosos o chamota ... ... ... | Tochos, apilados, conductos de humos ... | — | — | — | 27 | — | — | — | — |
| Sílico - aluminosos o chamota ... ... ... | Puertas ... ... ... ... | Deben reunir buena resistencia mecánica y buena resistencia a los cambios de temperatura. | | | | | | — | — |

CUADRO VI

*Ladrillos especiales para hornos Martín-Siemens*

| Clase | $Cr_2O_3$ % | MgO % | Resistencia compresión en frío | Porosidad total | Resistencia al fuego Carga 2 Kgs/cm² ta. | te. | Dilatación térmica a .000° | a 1.300° | Contracción permanente | Punto fusión Seger | Densidad aparente y real |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ladrillo de cromita. | 42 a 45 % | — | Superior a 800 kgs./cm² | 15 a 17 % en vol. | 1.400 a 1.450° C | 1.500 a 1.520° C | 0,7 a 0,8 % | 1,1 a 1,2 % | a 1.600° 0,2-0,4 % | 39/40 (1.900°) | Da: 3 a 3,2. Dr: 3,7 a 3,8. |
| Ladrillo de cromo-magnesia ... ... ... | 26 a 28 % | 41 a 43 % | Superior a 250 kgs./cm² | 21 a 23 % en vol. | 1.550 a 1.580° C | 1.620 a 1.650° C | 0,8 a 0,9 % | 1,3 a 1,4 % | a 1.500° 0,4-0,5 % | 40/41 (1.950°) | Da: 2,8 a 2,9. Dr: 3.7 a 3,9. |
| Ladrillo de magnesia ... ... ... ... ... | — | 85 a 90 % | Superior a 600 kgs./cm² | 22 a 23 % en vol. | 1.530 a 1.550° C | 1.610 a 1.630° C | 1,4 a 1,6 % | 1,8 a 1,9 % | a 1.500° 0,6-0,7 % | Superior a 2.000° C | Da: 2,7 a 2,8. Dr: 3,4 a 3,5. |

*Nota*: Estas características son señaladas por MERSA a sus productos.

CUADRO VII

*Datos físicos y químicos de refractarios ingleses*

| | Aluminosol | Sílice | Silimanita | Extra aluminoso | Cromita | Magnesita | Cromo magnesita | Dolomía estabilizada | Plastic de cromo |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Análisis químicos: | | | | | | | | | |
| $SiO_2$ ... ... ... ... ... | 54 | 95 | 34 | 24 | 6 | 2 | 4 a 6 | 15 | 6 |
| $TiO_2$ ... ... ... ... ... | 1 | — | 1,5 | 1 | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 0,2 | 0,3 |
| FeO ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — | — | — | — | 12 a 13 |
| $Fe_2O_3$ ... ... ... ... ... | 2 | — | 0,9 | 1 | 12 a 15 | 2 a 5 | 10 a 14 | 3 | 1 a 2 |
| $Al_2O_3$ ... ... ... ... ... | 42 | 1,0 | 63 | 73 | 16 a 20 | 1 a 2 | 15 a 18 | 2 | 12 a 14 |
| $Cr_2O_3$ ... ... ... ... ... | — | — | — | — | 36 a 40 | — | 28 a 30 | — | 40 a 44 |
| MnO ... ... ... ... ... | — | — | — | — | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 0,1 | 0,2 |
| CaO ... ... ... ... ... | — | 2,0 | — | 0,1 | 1 a 3 | 1 a 3 | 1 a 3 | 40 | 1,0 |
| MgO ... ... ... ... ... | — | - | — | 0,1 | 13 a 20 | 88 a 90 | 30 a 35 | 40 | 14 a 16 |
| Porosidad total por ciento ... ... ... | 25 | 25 | 22 | 23 | 22 | 20 | 22 | 22 | — |
| Densidad aparente ... ... ... | 1,95 | 1,75 | 2,31 | 2,50 | 3,12 | 0,84 | 2,96 | 2,65 | — |
| Densidad real ... ... ... | 2,60 | 2,34 | 3,00 | 3,21 | 4,00 | 3,55 | 3,80 | 3,40 | 4,0 |
| Contracción después de dos horas: : 1.500° C ... ... | — | — | — | 0,10 | 0,40 | 0,20 | 0,20 | 0,30 | — |
| Resistencia al fuego bajo carga de 2 kgs./cm²: | | | | | | | | | — |
| Ta. en grados C ... ... ... | — | 1.670 | 1.620 | 1.560 | 1.350 | 1.500 | 1.560 | 1.450 | |
| Te. en grados C ... ... ... | 1.620° C | 1.690 | 1.700 | 1.680 | 1.450 | 1.600 | 1.690 | 1.650 | — |
| Resistencia comprensión en frío ... ... ... | 285 | 213 | 356 | 356 | 427 | 427 | 285 | 427 | 427 |

CUADRO VIII

*Otros refractarios fabricados por importantes casas inglesas*

| | Aluminoso | Aluminoso | Aluminoso | Sílice |
|---|---|---|---|---|
| Aínálisis químicos: | | | | |
| Sílice | 30 a 51 % | 58 a 60 % | 20 a 81 % | 91 a 95 % |
| Alúmina | 43 a 69 » | 34 a 50 » | 15 a 64 » | 1,57 » |
| Oxido titánico | 1,50 » | 1,50 » | 0,50 » | 0,08 » |
| Oxido de hierro | 2,61 » | 2,86 » | 1,21 » | 0,50 » |
| Cal | 0,41 » | 0,73 » | 0,29 » | 1,71 » |
| Magnesia | 0,58 » | 0,45 » | 0,51 » | 0,04 » |
| Punto de fusión | 1.760° C | 1.690° C | 1.670° C | 1.730° C |
| Prueba refractaria bajo 3,51 kgs./cm² | 1.610° C | 1.520° C | 1.555° C | 1.670° C |
| Prueba de contracción después de dos horas, a 1.410° C | 0,07 % contracción | 0,13 % contracción | — | — |
| Prueba de expansión después de dos horas, a 1.410° C | — | — | 0,04 % | 0,17 % |
| Peso específico real | — | — | — | 2,33 » |
| Aplicaciones | Hornos altos. Hornos Siemens. Hornos de recalentar. | Hornos altos. Hornos Siemens. Calderos de colada. Cubilotes. | Calderas Hornos de recalentar. | Hornos Siemens. Hornos de coque. |

CUADRO IX

*Ladrillos para hogares de calderas de vapor*

| | | Punto fusión «Seger» mínimo | Resistencia alta temperatura ta. mínimo | Porosidad total | Estabilidad de volumen | | Resistencia cambios bruscos de temperatura | Observaciones |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Variación longitud % | a t.° | | |
| I | It | 34 | 1.330° C | 32 | ± 1,0 | 1.400° | 5 | El subíndice *t* se refiere a ladrillos resistentes a los cambios bruscos de temperatura. |
| | I | 33 | 1.350° C | 32 | ± 1,0 | 1.400° | 5 | |
| | Ic | 33 | 1.350° C | 32 | ± 1,0 | 1.400° | 8 | |
| | Is | 33 | 1.400° C | 24 | ± 1,0 | 1.400° | 10 | |
| II | II | 32 | 1.300° C | 30 | ± 1,5 | 1.400° | 5 | El subíndice *s* se refiere a los discos de propiedades especiales. |
| | IIt | 32 | 1.300° C | 30 | ± 1,5 | 1.400° | 8 | |
| | IIs | 32 | 1.300° C | 24 | ± 1,5 | 1.400° | 10 | |
| III | III | 30 | 1.250° C | — | — | — | 3 | |
| | IIIt | 30 | 1.250° C | — | — | — | 5 | |
| | IIIs | 30 | 1.275° C | 26 | ± 1,5 | 1.350° | 5 | |

*Empleo según condiciones de trabajo*

| Temperatura pared | 1.100° C | 1.200° C | 1.300° C | 1.350° C o más | Observaciones |
|---|---|---|---|---|---|
| Condiciones de trabajo corrientes ... ... ... ... ... ... ... ... | III - I | III - I | II - I | Io. | Para bóvedas suspendidas se emplean los ladrillos I y II. |
| Sujeto a cambios de temperatura ... ... ... ... ... ... ... ... | IIIt - It o IIIs - Is | IIIt - It o IIIs - Is | IIt - It o IIs - Is | It o Is. | |
| Sujeto a cambio de temperatura y ataque de escorias ... | IIIs - Is | IIIs - Is | IIs - Is | Is. | |

## CUADRO X

*Material refractario, consumido por tonelada, laminado en algunas industrias españolas*

| Clase | Hornos altos | Hornos de coque | Acererías | Laminación | Total |
|---|---|---|---|---|---|
| Especial: Cromo y magnesia ... ... ... | — | — | 3,13 kgs./t. acero.<br>3,91 kgs./t. laminado. | — | 3,91 kgs./t. laminado. |
| Sílice ... ... ... ... ... | — | 1,34 kgs./t. coque<br>1,36 kgs/t. laminado. | 12 kgs./t. acero.<br>15 kgs./t. laminado. | 3,95 kgs./t. laminado. | 20,31 kgs./t. laminado. |
| Aluminoso ... ... ... ... | 8,70 kgs./t. hierro.<br>8,04 kgs./t. laminado. | 0,68 kgs./t. coque<br>0,70 kgs./t. laminado. | 10,50 kgs./t. acero.<br>13,12 kgs./t. laminado. | 7,60 kgs./t. laminado. | 29,46 kgs./ t. laminado. |

*Nota*: 1.000 Kgs. laminado, 1.250 Kgs. acero, 925 Kgs. hierro, 1.010 Kgs. coque.

El consumo principal de refractario corresponde a los talleres de aceros; siguen la laminación, hornos altos y baterías de coque.

Así como los consumos de estos últimos talleres son poco variables, *construídos con material de calidad*, en las acererías varía mucho, según sean las condiciones de marcha de los hornos «Martín», principales consumidores. En el extranjero se citan cifras muy variadas, tales como las siguientes:

| Cromo y magnesia | Sílice | Sílico-aluminoso |
|---|---|---|
| 0,8 a 1,2 kgs./t. acero | 19,42 kgs./t. acero | 6 kgs./t. acero |
| 3 » | 8 » | 10 » |
| 2,6 » | 17 » | 11 » |

El consumo de cromo-magnesia en el extranjero es menor que en España, por la razón fundamental del empleo de los hornos de acero de lingote o hierro líquido de menor proporción de silicio, con menor desgaste de murallas y crisol.

## III.—INFLUENCIA DE CADA UNO DE ELLOS EN LAS VARIAS TRANSFORMACIONES SIDERÚRGICAS Y REPERCUSIÓN EN LA CALIDAD Y RENDIMIENTO DE LOS PRODUCTOS OBTENIDOS

### *a)* LADRILLOS BÁSICOS.

Comenzaremos por el material a base de cromo y magnesia, para seguir por el de sílice y terminar por el aluminoso.

El ladrillo de cromo en siderurgia no se utiliza en gran proporción. Se emplea en la separación de la sílice y magnesia en los hornos Martín, en la base de los conductos de los cabezales y en los hornos de recalentar. En estos hornos, un plástico de cromo de la composición señalada en el cuadro de refractarios ingleses parece da excelente resultado para la solera.

Este mineral en polvo da muy buen resultado para el relleno de juntas y pasos de gas aplicado a distancia por presión de viento.

Pero el mineral de cromo es fundamental para la fabricación de cromo-magnesia, que, según todas las referencias, es de los tres tipos de ladrillos de cromo, cromo-magnesia y magnesia, el que mejor resultado da en su aplicación para los crisoles y murallas de los hornos «Martín» y eléctricos, por su resistencia a la acción de las escorias, al choque térmico y resistencia al fuego bajo carga.

Como el problema fundamental en los hornos «Martín» es conseguir un refractario para bóveda que resista de 150° a 200° más que el empleado actualmente, hoy está en vía de ensayo el empleo del ladrillo de cromo-magnesia para la bóveda del horno «Martín», y ya se ha probado en Alemania, donde se obtuvieron duraciones de 800, 1.300, 1.600, 1.463 y 1.000 coladas por campaña, cuando lo corriente hoy allí, con bóvedas de sílice, son 250 coladas por campaña, y antes de la guerra 350.

Las bóvedas básicas se estropean en la unión de bóveda y bovedillas que hay que reparar cada 400 a 450 coladas, reparación que dicen se hace en 8 horas.

Estas campañas tan largas exigen que los cabezales y los recuperadores de los hornos las resistan. Para evitar que aquéllos se obstruyan, se amplían los escoriales de los hornos y, en ocasiones, se hacen dobles.

Estas bóvedas son muy sensibles a las variaciones de temperatura. Deben hacerse las reparaciones con la marcha del horno puesta, es decir, con gas.

El ladrillo de magnesita que puede ser obtenida por calcinación a «muerte» a 1.500-1.600° C. de la piedra de magnesita por mezcla de magnesia fundida y calcinada, o por separación del magnesio del agua de mar por medio de la cal, tiene las aplicaciones señaladas al ladrillo de cromo-magnesia, aunque menos resistente a la acción de las escorias y al fuego bajo carga, aunque, si está bien fabricada, substituye al ladrillo de cromo-magnesia.

Como en España hay yacimientos de magnesita y realiza la producción una industria que conoce perfectamente la fabricación y está modernamente equipada, es lógico que en plazo próximo se atiendan con largueza todas las necesidades con materiales de primera calidad. Esa misma sociedad fabrica los ladrillos de cromo y cromo-magnesia. La mayor dificultad está en que hay que importar el mineral de cromo.

### *b)* LADRILLOS SILÍCEOS.

Éstos se pueden dividir en tres grupos:

I. Sílice-extra para hornos «Martín» y eléctricos.
II. Sílice para hornos de coque.
III. Siliciosos para aceros y laminación.





1.º La fabricación de sílice-extra para uso de los hornos «Martín-Siemens» no tiene grandes dificultades en nuestra nación, dado que se dispone de una materia prima excelente, la calcedonia de Vicálvaro, de la que se obtiene material de calidad excepcional, sobre todo cuando se somete a una primera calcinación para separarle impurezas, de las que la alúmina y el $TiO_2$ son las más perniciosas, ya que la alúmina no debe exceder nunca del 1 %, según el especialista Kraner. Son precisas elaboración esmerada, cocción prolongada y llegar muy cerca de los 1.500º C. con enfriado lento.

Ha de llevar un tercio de polvo muy fino; otro de 1 a 3 mm., y otro de grano más grueso, de 3 a 8 mm. Hace unos años pasaron por La Felguera técnicos alemanes de material refractario que cogieron un ladrillo de sílice-extra de una pila de ladrillos y, al ver que se desprendían los granos, dijeron que era mal material. Se les contestó que excelente, se llevaron varios de muestra, y contestaron al poco tiempo, desde Alemania, que era de lo mejor de Europa.

Y este material aún se mejora tratado con alquitrán, sistema que está patentado por M. E. R. S. A. en España, lo que aumenta notablemente su resistencia al fuego, a los gases y mecánica, adquiere una consistencia notable y difícil de labrar por su dureza; permite un calentamiento rápido, sin sufrir rotura, ni desconchado.

Su uso es insubstituible en arcos de puerta, bovedillas de gas y traseras, donde tiene una duración que, en ocasiones, triplica la normal de un ladrillo sin tratar. Para evitar el deslizamiento de unas piezas sobre otras, producido por el alquitrán, se emplea colí-sílice-extra seco, obtenido por molienda de materiales procedentes de derribo de los hornos.

El costo de tratamiento del material en alquitrán se aproxima a unas 95 ptas./tonelada de refractario.

Las dimensiones del refractario de sílice-extra tienen que ser muy precisas, y lo mismo de todo el refractario, para evitar las juntas que hay que rellenar con mortero obtenido de «colís», que difícilmente reunen las condiciones del ladrillo o pieza.

También es fundamental, en el empleo de los refractarios, evitar el labrado de las piezas; deben fabricarse de forma adecuada a su aplicación, porque, al labrar el material, se abre el camino a toda clase de ataques.

Para el uso en hornos «Martín» no es imprescindible la transformación completa del cuarzo, antes de utilizarlo; es decir, que no es forzoso que su densidad baje a 2,32; puede ser la densidad de 2,40 y resultar el material excelente. Se verifica parte de la transformación en sus variedades estables de tridymita y cristobalita, durante su empleo. Una transformación demasiado rápida es perjudicial, porque rompe o queda resentida la estructura.

2.º Material silíceo para hornos de coque.

Éste es material de difícil fabricación, porque ha de reunir resistencia mecánica elevada a la temperatura de coquización, alta difusividad térmica, cambios de volumen muy pequeños, por lo que ha de estar lo más transformado posible con precisión de dimensiones y formas de piezas empleadas, que vienen a complicar el problema de fabricación del mismo, que está íntimamente relacionado con la primera materia disponible. Todos sabemos que una cuarcita puede tener alto punto de fusión y buena composición química y ser de calidad deficiente, por su estructura, para fabricar buen refractario. En las cuarcitas de buena calidad aparecen sus granos observados al microscopio con luz polarizada, separados por un cemento silíceo amorfo.

Este material, que siempre se importó, se comenzó a fabricar en España gracias a los esfuerzos de la empresa que a ello se dedica.

Además, en este tipo de material no se admiten términos medios, pues si reúne buenas condiciones, las baterías funcionan, y si no, se paran, porque resulta imposible la destilación.

El material se selecciona con arreglo a las normas, y el que no las reúne, tanto por ensayos como por densidad o dimensiones, es rechazado.

3.º Material silíceo para aceros y laminación.

Para este material, que se emplea para las paredes de escoriales y cámaras de hornos «Martín» y para la construcción de los hornos de laminación, aunque las exigencias son menores que en los casos anteriores, por ser las condiciones de trabajo menos duras, han de sujetarse a las normas de recepción; su elaboración debe ser cuidadosa, y sus dimensiones precisas.

c) LADRILLOS SÍLICO-ALUMINOSOS.

Esta clase de material, que tiene sus más importantes aplicaciones en siderurgia en las baterías de coque





(superestructura e infraestructura), hornos altos (hornos y estufas), hornos de acero (recuperadores material de colar), hornos de laminación y calderas de vapor, tiene que reunir muy diferentes características, según el uso a que esté destinado. En unos casos, se exige porosidad mínima y, en otros, elevada porosidad.

En lo que se refiere a los hornos altos es fundamental, ya que es fácil comprender que un desgaste prematuro del revestimiento del horno u obstrucción de las estufas se traduce, cuando menos, en mayor consumo de combustible, en irregularidades en la marcha y en la calidad del hierro, por hacerse el horno más sensible a los trastornos momentáneos producidos por cualquier motivo, y los hornos altos no se ponen en actividad para marchar cuatro días, sino para hacerlo con pleno rendimiento 3-5-7 años.

Al ladrillo a él destinado se le exige resistencia extrema al fuego, muy grande, también, a la acción penetrante de las escorias, alto grado de dureza a temperaturas altas, para contrarrestar la erosión de los materiales que componen la carga, la acción abrasiva de los gases calientes cargados de polvos y la acción corrosiva de las emanaciones de álcalis y cenizas del combustible, e incluso, de la acción del cinc reducido del mineral y volatilizado.

Las normas DIN señalan porosidad máxima del 27 %, pero en los Estados Unidos se trabaja hoy con porosidades mucho menores, que varían del 12 al 16 %, comenzando a utilizar en su fabricación el moldeo en vacío a grandes presiones.

Otro punto muy interesante revelado por los ensayos en este tipo de material refractario, es que un aumento de 0,5 % de $Fe_2O_3$ con o sin reducción de $Al_2O_3$ se traduce en disminución considerable de las temperaturas de aplastamiento bajo carga y del punto de fusión, con la consiguiente repercusión en su empleo.

La calidad de este refractario usado en los hornos de acero para colar ha de ser resistente a la acción de las escorias, de la erosión y elevados puntos de fusión y de reblandecimiento, es decir, con más de 36 % de $Al_2O_3$, muy poco $Fe_2O_3$ y mínima porosidad.

El de los recuperadores ha de reunir las mismas condiciones y sobre las 12 ó 14 hiladas superiores, o han de ser de material extra-aluminoso para evitar su fusión y facilitar el intercambio de calor, o de material semi-silicioso, poroso, que absorbe las escorias hasta cierta profundidad y no se funda, ni deforme.

Influye en su resultado, también decisivamente, el grado de cocción que debe ser profundo, el enfriamiento lento, así como la molienda de la pasta.

El material aluminoso destinado a calderas de vapor también tiene exigencias notables, en cuanto a su comportamiento, pues debe resistir la acción corrosiva de gases, álcalis y cenizas, los cambios bruscos de temperatura, la acción de las escorias, la acción de los golpes de fuego con el desconchado consiguiente, por lo que debe seleccionarse la clase según las acciones destructoras a que está sometido el material.

Continúa en estudio el tipo de material adecuado para rodear a los mecheros de las calderas alimentadas con gas, porque se destruye el refractario rápidamente. En vez de material aluminoso, se emplea cromomagnesia y plástico de cromo, aunque sin obtener resultado totalmente satisfactorio.

### LADRILLOS EXTRA-ALUMINOSOS

Los ladrillos extra-aluminosos con 40 a 70 % de alúmina de punto de fusión superior a 1.750° C, porosidad total inferior al 16 %, resistencia en frío superior a 400 Kgs/cm², con temperaturas de aplastamiento bajo carga de 2 Kgs/cm², superior a 1.450° C y 1.630° C, respectivamente, quizás tengan que fabricarse en cantidad suficiente para atender, por lo menos, a las necesidades de los hornos altos y baterías de coque.

### MATERIAL FABRICADO A BASE DE COQUE MOLIDO Y ALQUITRÁN DESHIDRATADO

Este material, extraordinariamente utilizado en Alemania para el crisol de los hornos altos, y que en estos últimos años comienza a extenderse también en Inglaterra y Norteamérica, se fabrica bien a base de un monolito con una mezcla de coque y de alquitrán apisonado, o en bloques de carbono que se preparan a base de coque molido y perfectamente seco, mezclado con alquitrán a 80° y moldeado con martillo neumático y cocido a 1.000° C en un horno especial, y que luego se deja enfriar muy lentamente.





## IV.—NECESIDAD IMPERIOSA DE FABRICACIÓN ESMERADA Y MEDIOS QUE SE CONSIDERAN PERTINENTES PARA CONSEGUIRLO

Después de la revista pasada a los refractarios, en la que trato de recordar la importancia extraordinaria que tienen en la industria siderúrgica, realidad que palpamos día tras día los que en la siderurgia desarrollamos nuestras actividades, expongo la necesidad de prestar atención a esta rama de la industria, para excitar a los empresarios y técnicos que en ella actúan, con objeto de que se implanten y cumplan normas rigurosas de selección de materias primas y de fabricación, sobre todo para los materiales de responsabilidad y para que no duden en renovar hornos de poco rendimiento o que no lleguen a la temperatura adecuada, en la adquisición de máquinas necesarias para el moldeo y en la instalación de laboratorio de ensayos para conocer, en todo momento y a fondo, el producto elaborado y mejorarlo en cuanto sea preciso, con lo que evitarán rechazos de material y se prepararán para atender las exigencias del porvenir y contribuirán al mejoramiento del nivel industrial y de vida de la Nación.

Además que el problema de hornos altos y baterías de coque no es problema de precio del material, sino de que haya o no necesidad de importarlo.

Las mismas industrias de refractarios deben de ser las que estudien el resultado de los distintos tipos de refractario, comprobándolo sobre el terreno, es decir, en los mismos hornos donde se utiliza, así como, además de todos los ensayos para determinar sus características, se deben realizar otros, de ataques de gases, de álcalis, de escorias y de desconchado.

Esto, por lo que se refiere a las industrias; por lo que se refiere a los Organismos oficiales, creo se debe dar el máximum de facilidades para que el abastecimiento, renovación, equipo y perfeccionamiento de dichas industrias sea rápidamente atendido (me refiero, naturalmente, a las que lo precisen), y que, incluso, se den normas españolas sobre especificaciones de refractarios y tolerancias admisibles en sus dimensiones, ya que, como fácilmente se deduce de lo modestamente expuesto y de lo que todos los días sale publicado en las revistas técnicas extranjeras, la calidad del refractario es cuestión fundamental en el desarrollo y progreso de la industria siderúrgica.

---

## BIBLIOGRAFÍA


McLain: *Present Aplication and Posible Development of Blast Furnace Refactories*, Bull. Am. Ceramic. Soc., 19, 62; 1940.

Freeman, C. A.: *Use of Missouri Refractories in Blast Furnace Service*, Blast-furnace Steel Plant, 29, 1119; 1941.

Klesper, R.: *Destruction of the Refractory Lining of Blast Furnace and the lining with Tamped Carbon Masse*, Sthal u Einsen, 64, 774; 1944.

Ricby, G. A., y H. Boot and A. T. Green: *Manufacture of Carbon Blocks for Blast Furnace Heaths*, Bull. Brit. Refractories Research Assoc., núm. 59; 1941.

Mac Kenxies, S.: *Charges occuring in Blast Furnace Stive Refractories during service*, Trans. Brit. Ceramic. Soc., 47, 9; 1948.

Stayman, T. H.: *Some notes on Recent American Blast Furnaces*, Iron Steel Inst., 155, 136; 1947.

Birchs, R. E.: *Modern Blast Furnace Refractories*, Blast Furnace Steel Plant, 30, 345 (4), 437; 1942.

Vos Burgh, F. J.: *Carbon Lining*, Iron Steel Engr., 17, 60; 1940.

Anon: *Industrial Survey of Conditions Surrounding Refractory Service in Open-Hearth Practice*, «Manual of ASTM Standards on Refractory Materials», 1937.

Dodd, A. E., and A. T. Green: *Refractories Used in the Production of Steel by the Basic Open-Hearth Process*, A Review, Iron and Steel Inst. Special Rept., 26., pág. 21; 1939.

Bigge, H. C.: *Basic Furnace Bottoms and Construction*, Proc. Elec. Furnace Steel Conf. Am. Inst. Mining Met. Engr., 2, 83; 1944.

Seil, G. E.: *Basic Refractories in German Open Hearth Furnaces*, Proc. Open-Hearth Conf. Am. Inst. Mining. Met. Engr., 29, 269; 1946.

Chesters, J. H.: *Refractories the liminting Factor in Open Hearth Desing*, Trans. Brit. Ceramic. Soc., 45, 289; 1946.

Anon: *Bonded versus Ringed Roofs*, Am. Inst. Mining Engr., 28, 85; 1945.

Fondersmith, C. R.: *Refractories de Mullites*, Proc. Nath. Open Hearth Conf. Am. Inst. Minig. Met. Engr., 28, 47; 1946.

Kramer, H. N.: *Relation of insulation Consumption*, Proc. Nath. Open Hearth Conf. Am. Inst. Minig. Met. Engr., 29, 287; 1946.

Price, R.: *Puring-pit practice and Refractories for Pouring*, Proced. Natl. Open Hearth. Conf. Am. Inst. Minin. Met. Engr., 28, 116; 1945.






PAIT, J. R.: *Castin-pit Refractories as a source of Nonmetallic Inclusions in Open Hearth Steel*, Iron and Steel, 18, 652; 1945.

AITE, E. C., and G. SOLER: *Heating Furnace Refractories*, Brick & Clay Record, 96, 57; 1940.

SULLIVAN, S. D.: *Refractories in Metallurgical Industries*, *J. Am. Ceramic*, Soc. 19, 43; 1936.

SULLIVAN, J. D.: *Uses and Trends and Developments of Refractories in the Unided States*, Ind. Heating, 5, 257; 1938.

CHESTERS, J. H., and T. W. HOWIE: *Fireclay Bricks for Use in Iron and Steel Works*, Trnas. Brit. Ceramic. Soc., 38, 131; 1939.

ANON: *Modern Refractory Practice*, Harbison-Walker Refractories Co. Pittsburgh, Pa.; 1937.

MC DOWELL, J. S.: *Refractories in the Steel Plant*, Blast Furnace Steel Plant, 26, 72; 1938.

HAYMAN, J. C.: *Steelworks Refractories in Service*, Trans. Brit. Ceramic. Soc.; 1939.

KOON, S. G.: *Lining the cupola with Firestone Foundry*, 70, 128; 1942.

REES, W. J.: *Foundry Refractories*, Foundry Trade J., 59, 239; 1938.

SULLIVAN, J. D.: *Foundry Refractories*, J. Am. Ceramic. Soc., 19, 213; 1938.

FAY, M. A.: *Refractories for Hot Blast Stoves of Iron Blast Furnaces*, Brick & Clay Record, 105, 52; 1944.

BOOSE, M. C.: *Refractories in Blast Furnace and Coke Ovens*, Blast Furnace Steel Plant, 14, 86; 1926.

SINGER, F.: *Refractory Problems in the Iron and Steel Industry*, Iron Steel Ind., 11, 316, 479, 575; 1938.

---

*Tras esta lectura, hace uso de la palabra el Sr. Bilbao Arístegui, quien hace resaltar, comentando el trabajo leído, la gran importancia para la siderurgia de la producción refractaria, no siempre conocida en los Centros donde se realizan gestiones para satisfacer las necesidades de la fabricación, que, bien asistidos por la Administración Pública, puede hacerse en cantidad y calidad suficientes para las diversas aplicaciones que tiene en la industria siderúrgica, a la que se facilitaría el suministro con ventaja para el comprador y vendedor si se lograra establecer tipos normales de uso general, según determinadas aplicaciones. Finaliza, después de exponer algunos reparos al trabajo leído, del que dice que está conforme, en principio, con la conclusión que en aquél se propugna, si bien debe expresarse haciendo resaltar la importancia de la tipificación y el momento oportuno que representa la implantación de una nueva factoría siderúrgica para llevarlo a efecto.*

*A continuación interviene el Sr. Trenor, para mostrarse partidario de la tipificación, cuya importancia demuestra, formulando observaciones referentes a la simplificación de fabricación que con aquélla se obtendría ventajosamente para el comprador, y para proponer que se encomiende la realización de tipos normales de uso general de las fábricas en sus aplicaciones diversas, al Instituto de Racionalización del Trabajo, en colaboración con el Instituto del Hierro y del Acero.*

*El Sr. Aybar muéstrase, asimismo, conforme con la tipificación, y señala la importancia de la masa de carbono fabricado con 16 % de alquitrán y 84 % de coque, empleada con gran acierto en el fondo de crisol de los hornos de Bilbao, Sagunto y La Felguera. Señala la necesidad de reducir al mínimo en los refractarios el contenido de óxido férrico que agrieta o desintegra los ladrillos, la formación de juntas con material de primera y la menor cantidad de arcilla plástica posible. Y, por último, encarece que la porosidad, causa de ataques rápidos de refractarios y escapes de hierro, se limite mediante desgasificación de la pasta refractaria previamente a su prensado, seguido de cochura a alta temperatura, obteniendo de este modo una clase de refractarios hasta ahora desconocidos en España, y, finalmente, subraya la importancia del consumo de refractarios, según la marcha de los hornos y la calidad de aquéllos que exigen una mejora de fabricación y clase apropiados a su destino.*

*Interviene el autor del trabajo, quien, tras recoger las observaciones de los precedentes congresistas, contesta a los mismos citando datos del trabajo leído que coinciden con dichas observaciones.*

*La Presidencia interviene para congratularse del estudio que se ha llevado a cabo en esta deliberación sobre materia que interesa extraordinariamente a la industria siderúrgica necesitada de progresos en cantidad y calidad, en la fabricación de los materiales refractarios, e invita al Sr. Bilbao Arístegui a presentar, como un trabajo más, el escrito que sirvió de base a su intervención y, en unión de la ponencia, con las observaciones de los demás deliberantes, formular conclusiones. Aceptado este criterio por los reunidos, se formulan las siguientes:*

*1.ª Necesidad de prestar atención a esta rama de la industria para estimular a los empresarios y técnicos que en ella actúan con objeto de que se implanten y cumplan unas* normas rigurosas de selección de materias primas y de fabricación, *sobre todo, para los materiales resistentes a las más altas temperaturas, y que los organismos oficiales presten el máximum de facilidades para que el abastecimiento de renovación, suministro de útiles y perfeccionamiento de dichas industrias sea rápidamente atendido.*

*2.ª La industria siderúrgica debe prestar colaboración a los suministradores de refractarios, a fin de resolver las dificultades con que tropiecen para lograr productos de superior calidad y también para determinar los* tipos de refractario más convenientes *en los distintos hornos.*

*3.ª Es de absoluta necesidad que las industrias de refractarios dispongan de los adecuados medios de fabricación y, especialmente, de comprobación pirométrica.*

*4.ª El Instituto Nacional de Racionalización, en colaboración con el Instituto del Hierro y del Acero, debe proceder a la redacción de las normas de calidad de los tipos de refractarios empleados en diversas industrias y a establecer urgente tipificación de las piezas y ladrillos refractarios de los hornos de* acero, *para lo cual se debiera aprovechar la coyuntura de la construcción de los nuevos Martín-Siemens de la Empresa Nacional Siderúrgica en Asturias, puesto que estos hornos de 250 toneladas serán los de mayor capacidad de España, y su despiece servirá como modelo o patrón al que deberán ajustarse los hornos más pequeños.*

*Se procede a continuación a leer la comunicación núm. 257 siguiente:*





# N.º 257. - Valoración de cobre en aceros

Autor: D. FLORENTINO GÓMEZ RUIMONTE
Dr. en Química Industrial

La propiedad más importante que presentan los aceros al cobre es su mayor resistencia a la corrosión atmosférica.

Los ensayos realizados durante cinco años por la A. S. T. M. en estaciones representativas de dos o tres tipos de atmósferas distintos, llevaron a la conclusión de que en todos los casos la existencia de cobre aumenta la longevidad del acero. Friend, en los ensayos efectuados durante siete años bajo techado y a la intemperie, demuestra que un acero con el 0,15 % de Cu, sufre una pérdida de peso considerablemente menor que el acero suave al que no se le añade cobre. Según Speller, el 0,25 % de Cu dobla, a veces, la vida de un acero, y si además contiene el 1 % de Cr, puede hasta triplicarse. La opinión inglesa es menos optimista, y así, Hudson considera que, si la vida de una lámina de acero suave en una atmósfera industrial es de 10 años, la de un acero al cobre es de 12, y si la proporción de Cu es del 0,5 % y además lleva 1 % de Cr, entonces la duración es de 16 años. Pilling y Weslewy, al estudiar el efecto del cobre y del níquel, encuentran que el efecto beneficioso del níquel aumenta por la adición de cobre. En Checoslovaquia los ensayos descritos por Eisenkolb confirman el buen efecto del cobre en los aceros y sugiere que pueden mejorarse por pequeñas adiciones de molibdeno. Finalmente, los ensayos de Kendall y Taylerson, demuestran que la resistencia de los aceros a la corrosión atmosférica aumenta con el tanto por ciento de Cu hasta el 0,25 % y, menos rápidamente, para mayores porcentajes. Por encima del 0,50 % la resistencia a la corrosión aumenta únicamente si el Cu se mantiene en disolución sólida en la ferrita. Los inconvenientes que produce el Cu en el trabajo en caliente pueden evitarse con la adición de pequeñas cantidades de Ni.

Para tener idea de la composición química de los aceros al cobre más corrientemente empleados, entresacamos de METALS HANDBOOK la siguiente Tabla:





## TABLA DE ACEROS AL Cu DE INTERÉS INDUSTRIAL

| N.° | C % | Mn % | Cu % | Ni % | Mo % | Si % | P % | Cr. % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 0,12-0,25 | | 0,5-1,00 | | | 0,3-0,5 | | 0,4-0,6 |
| 2 | 0,3 | 0,7-1,1 | 0,25-0,50 | | | | | 0,7-1,1 |
| 3 | 0,10 | 0,10-0,30 | 0,30-0,50 | | | 0,5-1 | 0,10-0,20 | 0,5-1,5 |
| 4 | 0,1 máx. | 0,4 | 1 | | | | | 16 |
| 5 | 125-140 | 0,5-0,6 | 2,50-2,75 | | | 1,90-2,10 | 0,1 máx. | 0,35-0,40 |
| 6 | 0,30 | | 1 | | | | | 20 |
| 7 | 008-022 | | 1,00 | 2,00 | | | | |
| 8 | 0,12 máx. | 1 máx. | 0,5-1,5 | 0,5-1,0 | 0,20 | | | |
| 9 | 0,12 máx. | 0,5-0,7 | 0,9-1,25 | 0,45-0,65 | | 0,30 máx. | 0,10-0,15 | |
| 10 | 0,12 máx. | 0,15-0,90 | 0,30-0,80 | 0,30-0,80 | 0,05-0,25 | | 0,05-0,15 | |
| 11 | 0,12 máx. | 0,75 máx. | 0,30-0,50 | 0,25 máx. | | | 0,08-0,10 | |
| 12 | 0,35 máx. | 1,25-1,75 | 0,40 mín. | | | 0,30 máx. | | 0,25 máx. |
| 13 | 0,14 | 0,70-0,90 | 0,25-0,30 | | | 0,15-0,20 | | 0,12 máx. |
| 14 | 0,80-0,30 | 0,60-0,70 | 0,40-0,60 | 0,25 máx. | | 0,50 máx. | | 0,25 máx. |

Núm. 1. Acero alemán de alta resistencia.—Núm. 2. Cobre-cromo de fabricación inglesa.—Núm. 3. Alta resistencia y resistencia a la corrosión.—Núm. 4. Acero ferrítico resistente a la corrosión atmosférica.—Núm. 5. Acero fundido empleado en la industria del automóvil.—Núm. 6. Acero de resistencia a la abrasión.—Núms. 7-14. Aceros de cojinetes de alta resistencia.

En esta Tabla observamos que los elementos especiales que acompañan al Cu con más frecuencia son el Cr. y el Ni y, en pequeña proporción, el Mo. El Si, Mn y P pueden presentarse en proporciones más elevadas que en los aceros ordinarios.

En consecuencia, proponemos el siguiente método de determinación de cobre en aceros, que se ha ensayado con buen éxito en aceros al carbono, cromo-níquel-molibdeno y al 13 % de cromo.

### MÉTODO

Se colocan 2 gramos de muestra de acero en un vaso de precipitado de forma baja de 500 $cm^3$, resistente al fuego, y se ataca en caliente con 50 $cm^3$ de $HNO_3$ ($d = 1{,}20$) hasta completa disolución; se eliminan los óxidos de nitrógeno, se agregan 5 $cm^3$ de agua de bromo y se prolonga la ebullición hasta eliminación del Br. Se reduce el volumen a unos 25 $cm^3$ y, en ese momento, y en caliente, se agrega el líquido a un matraz aforado de 250 $cm^3$ que contenga 50 $cm^3$ de $NH_4OH$ ($d = 0{,}90$) en continua agitación; se lava el vaso con agua caliente y se recogen los líquidos en el matraz. Se deja enfriar y enrasa, se agita para homogeneizar y se deja sedimentar el precipitado para facilitar la filtración del líquido que contiene disuelto todo el cobre en estado de $[Cu(NH_3)_4]$.

Para mayor rapidez conviene filtrar en otro matraz aforado, de 125 $cm^3$, con lo que el líquido que se recoge corresponde a la mitad de la muestra de que se parte. En el caso presente corresponderá a un gramo. Se transvasa a un vaso de precipitados, se calienta para eliminar el exceso de amoníaco, se enfría, se ajusta la alcalinidad con la cantidad precisa de $NH_4OH$ ($d = 0{,}90$), se neutraliza con $CH_3COOH$ glacial, se añade un $cm^3$ de exceso y se determina el cobre volumétricamente, después de añadir un exceso de KI (de 5 a 6 gramos por cada 100 $cm^3$), con disolución valorada de $Na_2S_2O_3$ al 4 %, con engrudo de almidón.

La disolución de $Na_2S_2O_3$ se valora con cobre electrolítico y se ajusta, de forma que un $cm^3$ equivalga a 0,001 gramos de cobre; es decir, que expresado en tanto por ciento, un $cm^3$ equivalga a 0,10 % de cobre contenido en el acero.

Para comprobar el método se ha utilizado una muestra-tipo de acero al carbono extrasuave de la British Chemical Standards, cuyo certificado de análisis muestra la siguiente relación de laboratorios con sus respectivos resultados:

| | |
|---|---|
| HARDSMAN, de Galgow ... ... ... ... ... ... | 0,079 % de Cu. |
| PATTINSON, de Newcastle-on-Tyne ... ... | 0,060 » |
| RIDSDALE, de Middlesbrough ... ... ... ... | 0,60 » |
| H. M. NAVAL ORDINANCE INSPECTION LABORATORY, de Sheffield ... ... ... ... | 0,057 » |
| THE AMERICAN ROLLING MILL CO., de Middletown, U. S. A. ... ... ... ... ... ... ... | 0,054 » |
| UNITED STATES BUREAU OF STANDARS, de Wáshington, U. S. A. ... ... ... | 0,090 » |





| | | |
|---|---|---|
| DAVID COLVILLE, de Motherwell ... ... ... | 0,069 % de Cu. |
| METALLURGIST CROMPTON, de Worcerter... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,078 | » |
| SAMUEL FOX & CO., de Socksbridge ... ... | 0,059 | » |
| SHELTON IRON STEEL & CO, de Stoke on Trent ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,059 | » |

Los resultados obtenidos por nosotros fueron los siguientes:

| Muestra empleada | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o gastado | Equivalencia en Cu | Cu °/o |
|---|---|---|---|
| 1 g. | 0,70 cm³ | 0,00070 g. | 0,070 |
| 1 » | 0,55 » | 0,00055 » | 0,055 |
| 1 » | 0,65 » | 0,00065 » | 0,065 |
| 1 » | 0,70 » | 0,00070 » | 0,070 |

que como puede apreciarse están comprendidos entre los que presenta el certificado de análisis de la British Chemical Standards.

Repetidos los ensayos con una muestra de acero cromo-níquel-molibdeno de composición, C = 0,25 Cr = 0,68 Mn = 0,60 Mo = 0,42 Ni = 2,80 Si = 0,25, cuya riqueza en Cu habíamos observado espectroquímicamente que era del mismo orden, aunque algo menor que la muestra tipo del British Chemical Standards anteriormente empleada, obtuvimos los siguientes resultados:

| Muestra empleada | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o gastado | Equivalencia en Cu | Cu °/o |
|---|---|---|---|
| 1 g. | 0,50 cm³ | 0,00050 g. | 0,050 |
| 1 » | 0,55 » | 0,00055 » | 0,055 |
| 1 » | 0,50 » | 0,00050 » | 0,050 |
| 1 » | 0,45 » | 0,00045 » | 0,045 |

que coinciden con el resultado espectroquímico.

La misma muestra de acero cromo-níquel-molibdeno la hemos utilizado para comprobar el método con mayores porcentajes de Cu añadiendo en el momento de ataque distintas cantidades de cobre en disolución nítrica, con lo que obtuvimos los resultados siguientes:

| Cu agregado por g. de acero | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o gastado | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o del acero | Diferencia | Equivalencia en Cu | Cu °/o |
|---|---|---|---|---|---|
| 0,00000 g. | 0,50 cm³ | 0,50 cm³ | — | — | — |
| 0,00100 » | 1,55 » | 0,50 » | 1,05 cm³ | 0,00105 g. | 0,105 |
| 0,00250 » | 2,90 » | 0,50 » | 2,40 » | 0,00240 » | 0,240 |
| 0,00500 » | 5,45 » | 0,50 » | 4,95 » | 0,00495 » | 0,495 |
| 0,01000 » | 10,60 » | 0,50 » | 10,10 » | 0,01010 » | 1,010 |

lo que demuestra que la existencia de cromo, níquel y molibdeno en las proporciones de 0,7, 2,8 y 0,4 %, respectivamente, no afectan a la exactitud del método.

Para comprobar el efecto del cromo en grandes proporciones empleamos una muestra de acero con el 13 % de cromo, a la que se agregó cobre, como en el caso anterior, pero en las concentraciones de 0,5, 1 y 1,5 %, con lo que obtuvimos los resultados siguientes:

| Cu agregado por g. de acero | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o gastado | $Na_2S_2O_3$ 4 °/o del acero | Diferencia | Equivalencia en Cu | Cu °/o |
|---|---|---|---|---|---|
| 0,00000 g. | 0,40 cm³ | 0,40 cm³ | — | — | — |
| 0,00500 » | 5,60 » | 0,40 » | 5,20 cm³ | 0,00520 g. | 0,52 |
| 0,01000 » | 10,50 » | 0,40 » | 10,10 » | 0,01020 » | 1,01 |
| 0,01500 » | 15,70 » | 0,40 » | 15,30 » | 0,01530 » | 1,53 |

con lo cual queda comprobado que la existencia del cromo en elevadas proporciones tampoco interfiere sensiblemente en el método.

Ensayos posteriores han demostrado que el wolframio y el vanadio interfieren considerablemente, por lo cual, en el caso de tener que determinar el cobre cuando existen dichos elementos, es preciso modificar la técnica de la siguiente manera:

Al atacar la muestra con ácido nítrico se forma un precipitado amarillo de $WO_3$ que es necesario separar, para lo cual se agrega nueva cantidad de ácido nítrico, se evapora hasta pequeño volumen, se diluye con agua hasta unos 200 c. c., se filtra con pulpa de papel, se lava con agua acidulada con ácido nítrico, y los líquidos se reúnen y concentran hasta unos 50 c. c. y se sigue con ellos la marcha del método propuesto.

De esta forma ha quedado eliminado el wolframio, pero si la muestra tuviera, además, vanadio, es preciso eliminarlo también antes de efectuar la valoración con yoduro potásico y tiosulfato sólico. Para ello, des-





pués de seguir el método, y al acidular con acético, se añaden 10 c. c. de exceso de este ácido y se precipita el vanadio en caliente con acetato de plomo, añadido gota a gota. Se filtra y lava con agua caliente; se reúnen y concentran los líquidos y se elimina el exceso de plomo con ácido sulfúrico; se evapora en humos blancos, se diluye con agua destilada, se filtra y lava con agua caliente, se concentran los líquidos hasta unos 50 c. c., se neutraliza con amoníaco y se acidifica con ácido acético y se añade un cm³ de exceso, y se procede a determinar el cobre con yoduro potásico y tiosulfato sódico, según el método descrito.

El ensayo se ha realizado empleando tres muestras distintas de aceros al cobre, a las que se añadieron 10 cm³ de disolución de vanadato amónico de riqueza en vanadio 0,001 gramo por cm³ por cada 2 gramos de acero empleado, y se obtuvieron los siguientes resultados:

| Muestra de acero | Cantidad | V agregado | $Na_2 S_2 O_3$ 4 % gastado | Equivalencia en Cu | Cu % |
|---|---|---|---|---|---|
| A | 1 g. | — | 2,00 cm³ | 0,0020 g. | 0,20 |
| A | 1 » | 0,005 g. | 2,20 » | 0,0022 » | 0,22 |
| B | 1 » | — | 1,20 » | 0,0012 » | 0,12 |
| B | 1 » | 0,005 » | 1,10 » | 0,0011 » | 0,11 |
| C | 1 » | — | 0,30 » | 0,0003 » | 0,03 |
| C | 1 » | 0,005 » | 0,30 » | 0,0003 » | 0,03 |

Lo que demuestra la eficacia del procedimiento, pero resulta mucho más largo, pues se tarda, en lugar de una hora, de cinco a seis.

Tanto por exactitud como por rapidez, es necesario conocer previamente los elementos que acompañan al cobre en los aceros. El seguir la clásica marcha analítica resulta demasiado engorroso, especialmente, en laboratorios industriales, donde, a veces, hay que sacrificar a la rapidez algo de la exactitud. Hemos resuelto todo esto con el empleo del espectrógrafo Zeiss Q-24 que permite, con extraordinaria rapidez y suficiente exactitud, determinar la totalidad de los elementos integrantes del acero y que, además, orienta al químico analista acerca de la proporción de cada uno de ellos. De esta forma, asociando al laboratorio químico el empleo del espectrógrafo, tanto para el análisis cualitativo, a veces con caracteres de semicuantitativo, como para la comprobación de la pureza de precipitados, es posible trabajar con las mayores garantías.

Por todo lo expuesto, me honro en someter a la consideración de la Sección de Siderurgia del II Congreso Nacional de Ingeniería la siguiente conclusión:

«Cuando en el laboratorio de análisis metalúrgico se dispone de un espectrógrafo, las técnicas químicas pueden simplificarse de tal manera que, a la larga, el dispendio ocasionado por la adquisición de aquel aparato, queda compensado con la economía de reactivos, y esto, sin contar con el ahorro de tiempo, factor más importante que el propio dinero.»

Torrejón de Ardoz, mayo de 1950.

## BIBLIOGRAFIA


A. S. T. M. *Methods of Chemical Analysis of Metals.* 1946. Pág. 60.

*Metals Handbook.* 1948. Pág. 462.

*Metallic Corrosion Passivity and Protection.* U. R. Evans. 1948. Pág. 185.

*The Corrosion Handbook* 1948. Pág. 121.

*Journal of the Iron and Steel Institute.* March 1949. Pág. 277.

*Journal of the Iron and Steel Institute.* July 1949. Pág. 372.


*Se prosigue con la lectura del trabajo núm. 259.*





# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 259. - Curvas de templabilidad Jominy en aceros al carbono y especiales

Autor: D. FRANCISCO JOANXICH AYMAT
Instituto de Investigaciones Técnicas de Barcelona

### OBJETO

En la Sección de Preparación de Minerales y Metalurgia del XXII Congreso Internacional de Química Industrial, celebrado en Barcelona del 23 al 30 de octubre de 1949, la Sección de Metalurgia y Metalografía del Instituto de Investigaciones Técnicas de Barcelona, presentó una comunicación titulada: «Algunos resultados del ensayo de templabilidad Jominy en aceros especiales españoles», presentación a la que siguió interesante debate sobre el valor y el alcance del ensayo de templabilidad Jominy y se expresó el deseo unánime, de los técnicos nacionales y extranjeros allí reunidos, de que se prosiguieran aquellos estudios, ampliándolos a otros tipos de aceros, y que se divulgasen los resultados.

Precisamente para corresponder a aquel deseo se han reunido los resultados del estudio de 32 aceros que se resumen en la presente comunicación al II Congreso Nacional de Ingeniería.

*La templabilidad* es característica especial que se determina en algunos países, al igual que los ensayos mecánicos usuales y que nos permite conocer de antemano las mejores aptitudes para el temple de cada acero, lo que permite la selección del material, según las distintas modalidades de aplicación, pues, a veces conviene la máxima templabilidad para conseguir condiciones de bonificación óptimas —aceros de alta resistencia— y en otras, se tiene en cuenta la poca aptitud al endurecimiento, para la elección de materiales que trabajan a golpe y de manera muy especial para los aceros destinados a las construcciones soldadas.

### LOS ACEROS

Con el fin de que la divulgación de nuestros resultados tenga mayor eficacia, se han escogido distintos grupos de aceros, que tienen campo de aplicación dilatado en la Industria Nacional y que nos han sido facilitados por las acererías españolas siguientes:

Fábrica Nacional.—Trubia (Asturias).
Hierros y Aceros Moldeados, S. A.—Barcelona.
Patricio Echevarría, S. A.—Legázpia (Guipúzcoa).
Sociedad Anónima Echevarría.—Bilbao.

Sociedad Anónima «José M.ª Quijano».—Santander.

Sociedad Española de Construcción Naval.—Reinosa.

Con los que se han formado los cuatro grupos siguientes:

Grupo 1.º Aceros al carbono,
Grupo 2.º Aceros aleados,
Grupo 3.º Aceros de cementación,
Grupo 4.º Aceros para muelles

se ha establecido la clasificación, a base de la Tabla de de Tipificación de los aceros Finos de Construcción del Instituto del Hierro y del Acero.

## DETALLES SOBRE EL PROCESO DE FABRICACIÓN Y COMPOSICIÓN QUÍMICA DE LOS DISTINTOS ACEROS

Todos, sin excepción, han sido elaborados en el horno eléctrico.

Los aceros I y J fueron fabricados en un horno de inducción de alta frecuencia, con revestimiento de ácido. Los 30 restantes en hornos de arco, con marcha básica.

Las Tablas I a la IV nos permiten estudiar el proceso de fabricación y composición química de cada acero.

*TABLA I*

Grupo 1.º Aceros al carbono

| Acero | Adiciones especiales en la cuchara | TOCHOS | | Composición química (1) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Sección m/m | Peso Kgs. | C % | Mn % | Si % | Ni % | Cr % | Mo % |
| A-2 | 160 gramos Al × Ton ... | 220 × 220 | 300 | 0.90 | 0.28 | 0.31 | — | — | — |
| A-3 | 160 gramos Al × Ton ... | 220 × 220 | 515 | 1.30 | 0.36 | 0.22 | — | 0.54 | — |
| A-5 | Ferro-silicio y Al ... | 275 × 275 | 515 | 0.88 | 0.16 | 0.30 | — | — | — |
| A-6 | » » » ... | 275 × 275 | 515 | 1.23 | 0.23 | 0.16 | — | — | — |
| A-8 | » » » ... | 240 × 240 | 515 | 0.25 | 0.50 | 0.16 | — | 0,40 | — |
| A-9 | » » » ... | 240 × 240 | 1.200 | 0.82 | 0.51 | 0.20 | — | — | — |
| A-10 | » » » ... | 240 × 240 | 450 | 1.00 | 0.55 | 0.45 | — | — | — |
| A-11 | Aluminio ... | 356 × 356 | 450 | 0.20 | 0.47 | 0.31 | 0.38 | — | — |
| A-14 | » ... | 260 × 260 | 450 | 0.61 | 0.62 | 0.39 | — | — | — |
| A-17 | » ... | 260 × 260 | 900 | 0.36 | 0.64 | 0.35 | — | — | — |
| A-18 | » ... | 260 × 260 | 900 | 0.78 | 0.30 | 0.24 | — | — | — |
| A-19 | » ... | 260 × 260 | 300 | 1.10 | 0.28 | 0.20 | — | — | — |

(1) Los porcentajes de S y P están dentro de los límites establecidos.

GRUPO 1.º ACEROS AL CARBONO

**Textura micrográfica correspondiente al estado de entrega.**

**Reactivo Picral 1 %**

**100 X**

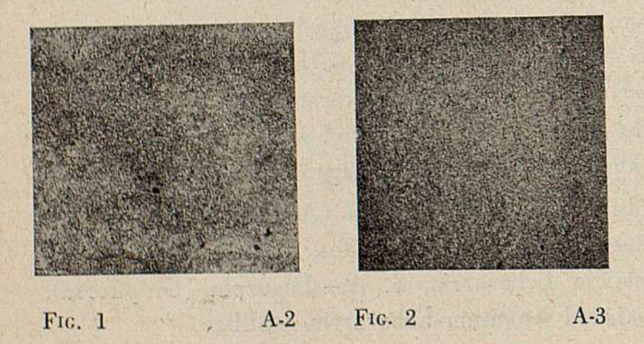


Fig. 1 A-2 Fig. 2 A-3

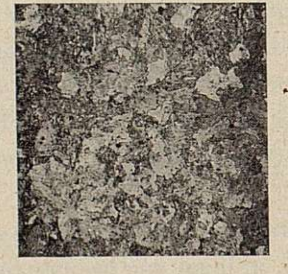


Fig. 3 A-5

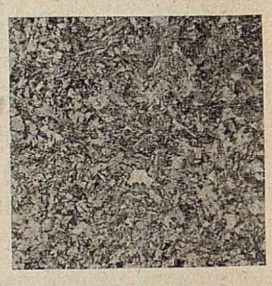


Fig. 4 A-6

Textura micrográfica correspondiente al estado de entrega
Reactivo Picral 1 %
100 X

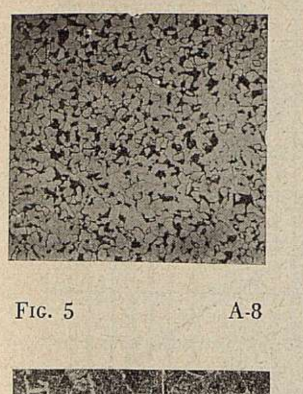


FIG. 5 A-8



FIG. 6 A-9



FIG. 7 A-10



FIG. 8 A-11

FIG. 9 A-14

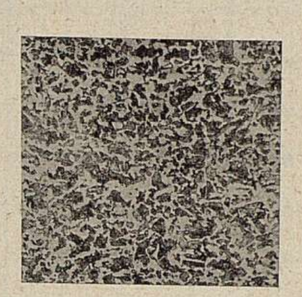
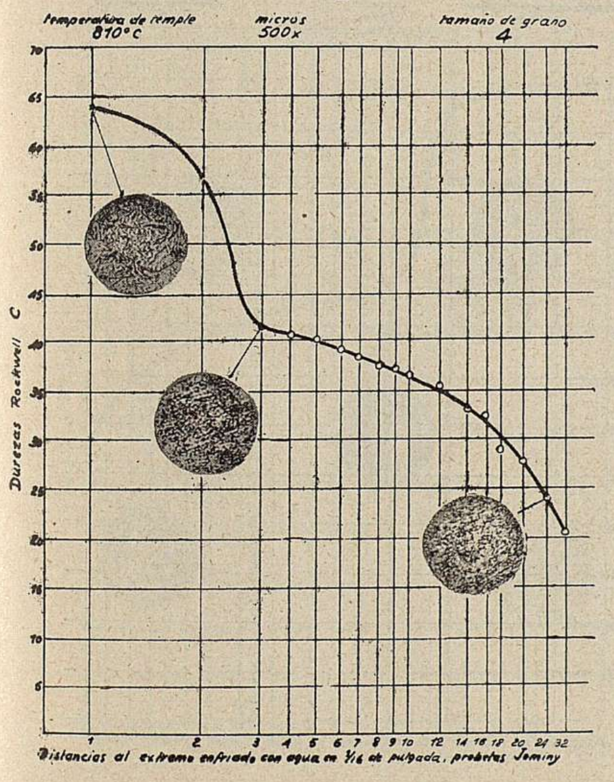
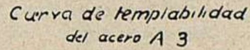


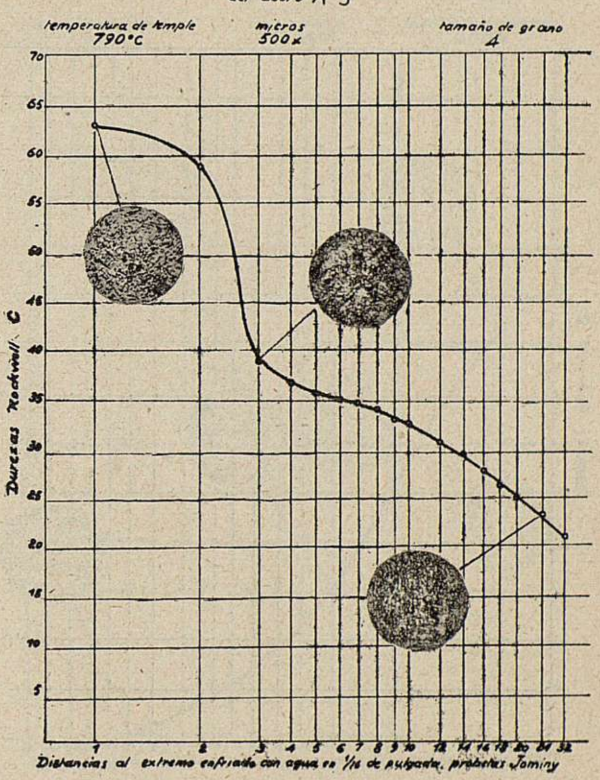
FIG. 10 A-17

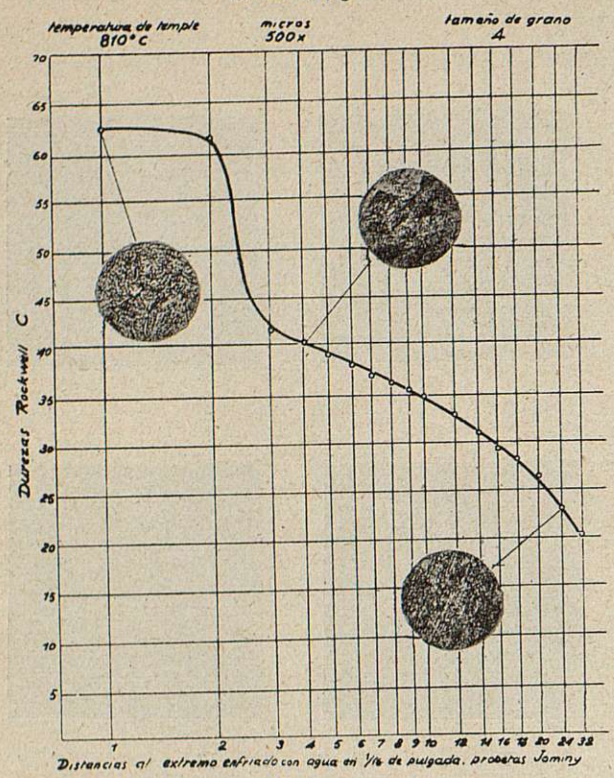
FIG. 11 A-18

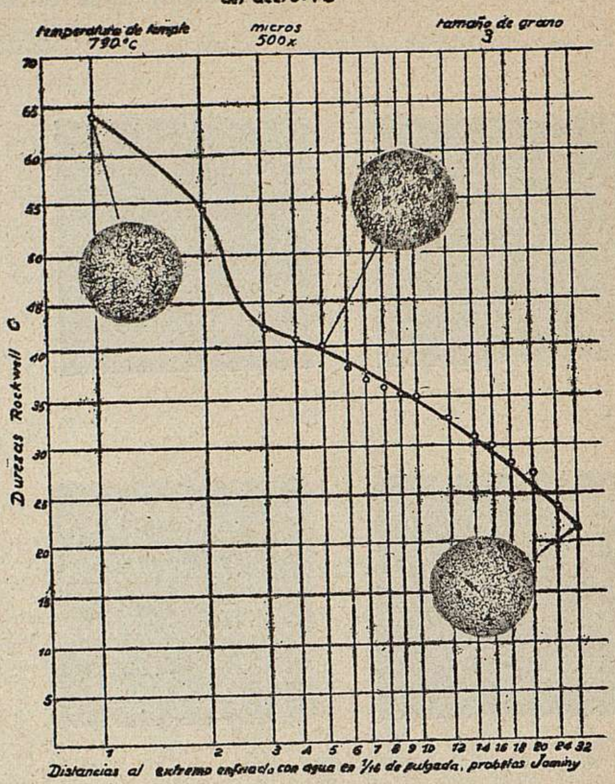
FIG. 12 A-19

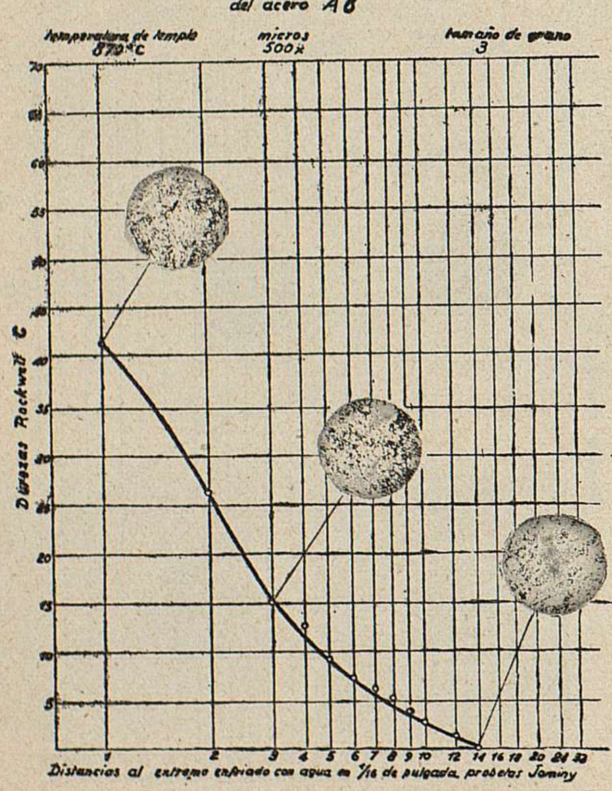


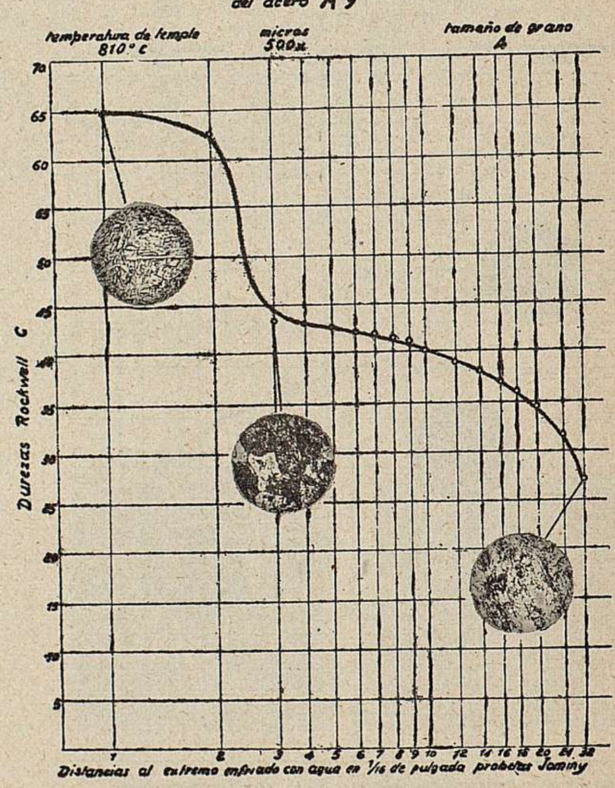



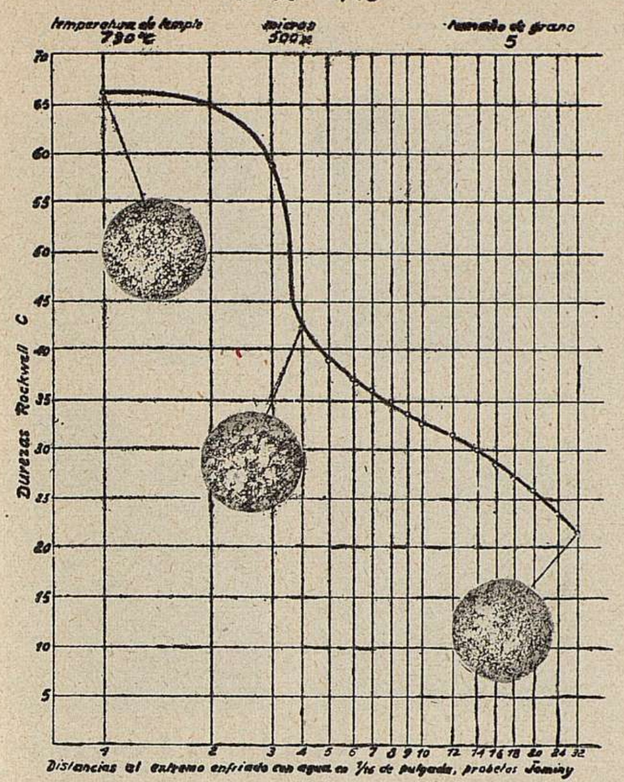


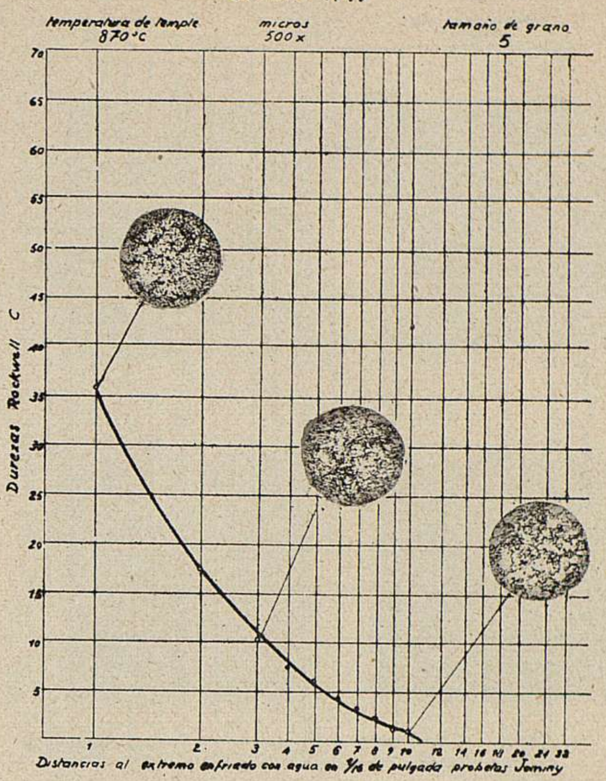

Curva de templabilidad
del acero A 5
temperatura de temple
810° C
micros
500x
tamaño de grano
4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy

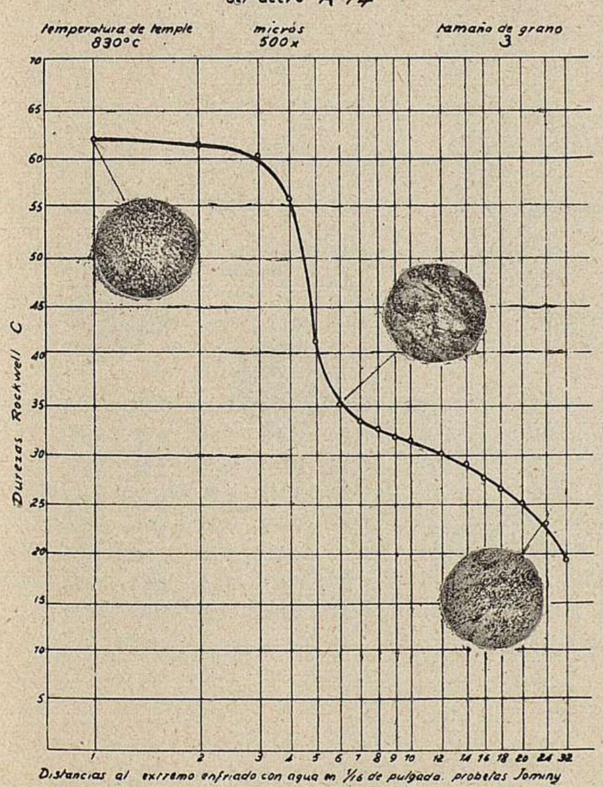

Curva de templabilidad
del acero A 6
temperatura de temple
790° C
micros
500x
tamaño de grano
3
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy

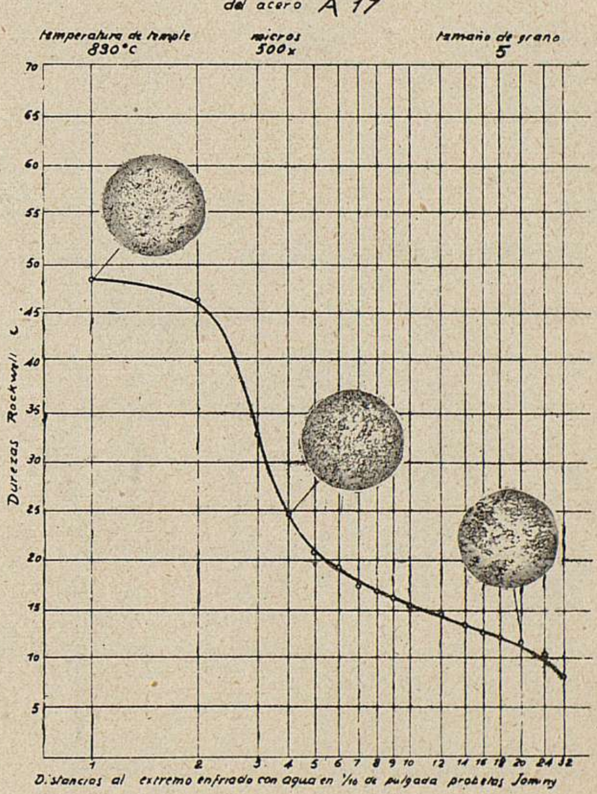

Curva de templabilidad
del acero A 8
temperatura de temple
870° C
micros
500x
tamaño de grano
3
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy

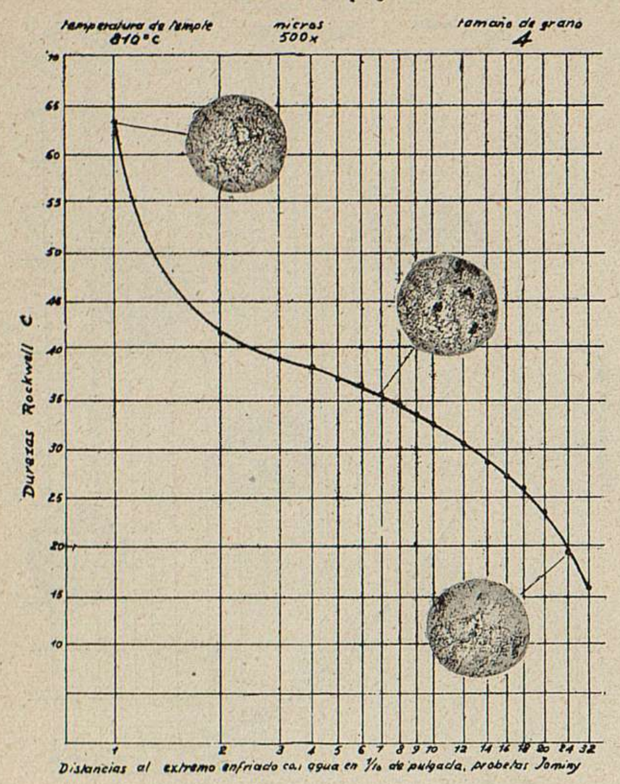

Curva de templabilidad
del acero A 9
temperatura de temple
810° C
micros
500x
tamaño de grano
4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 10
temperatura de temple
micros
500 x
tamaño de grano
5
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 11
temperatura de temple
870°C
micros
500 x
tamaño de grano
5
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 14
temperatura de temple
830°C
micros
500 x
tamaño de grano
3
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada. probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 17
temperatura de temple
830°C
micros
500 x
tamaño de grano
5
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy



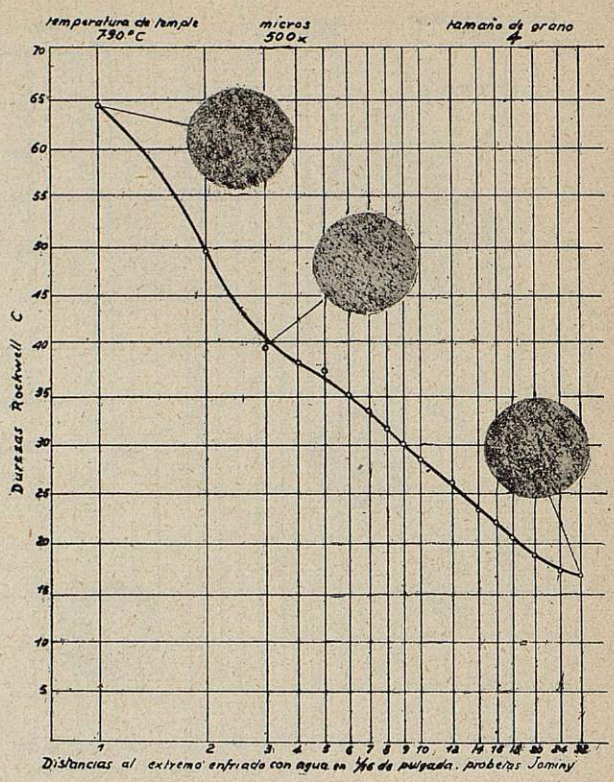



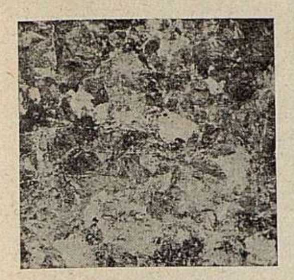

*TABLA II*

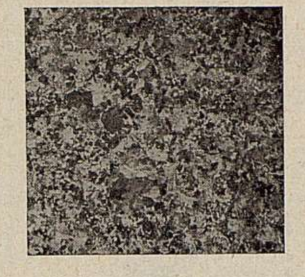
Grupo 2.º Aceros aleados

| Acero | Adiciones especiales en la cuchara | TOCHOS Sección m/m | TOCHOS Peso Kgs. | Composición química (1) C % | Mn % | Si % | Ni % | Cr % | Mo % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| A | Ferro-silicio y Aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 240 × 240 | 450 | 0.42 | 0.59 | 0.24 | 1.77 | 0.55 | — |
| B | Ferro-silicio y Aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 240 × 240 | 450 | 0.42 | 0.61 | 0.18 | 1.74 | 0.56 | — |
| E | 16 gramos Al × Ton. ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 220 × 220 | 300 | 0.30 | 0.61 | 0.25 | 3.34 | 0.93 | — |
| G | » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 260 × 260 | 515 | 0.29 | 0.50 | 0.20 | 2.77 | 0.69 | — |
| L | Sin aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 356 × 356 | 1.200 | 0.29 | 0.49 | 0.22 | 1.96 | 0.85 | 0.17 |
| LL | Ferro-silicio y aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Φ 580 | 3.500 | 0.46 | 0.56 | 0.26 | 1.62 | 0.87 | 0.19 |
| M | » » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 275 × 275 | 900 | 0.23 | 0.35 | 0.21 | 2.04 | 0.65 | 0.19 |
| N | » » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 275 × 275 | 900 | 0.37 | 0.89 | 0.22 | 0.86 | 0.70 | — |

(1) S y P normales.

**Textura micrográfica correspondiente al estado de entrega**
**Reactivo Picral 1 %**
**100 X**


Fig. 13 A


Fig. 14 B

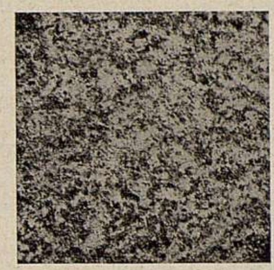


Fig. 15 E

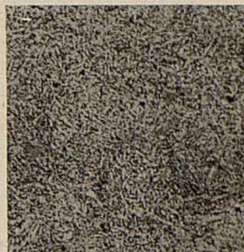
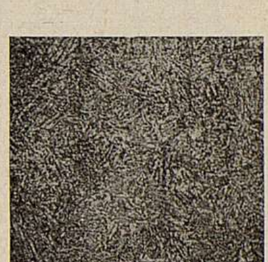
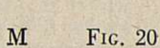


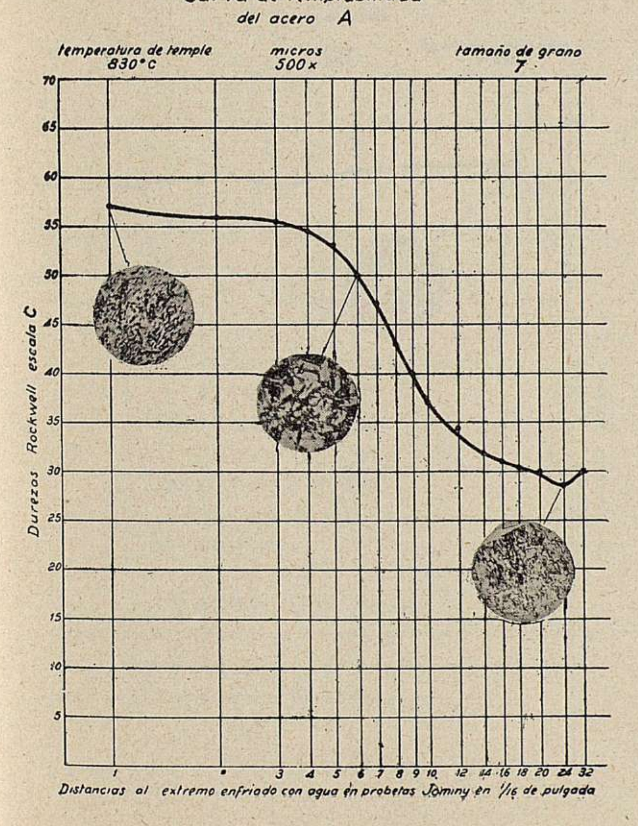
Fig. 16 G

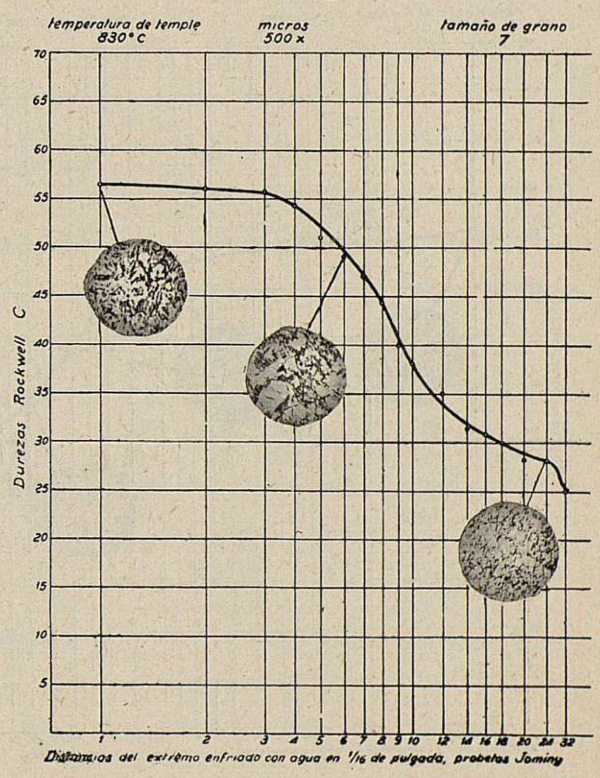
Fig. 17 L

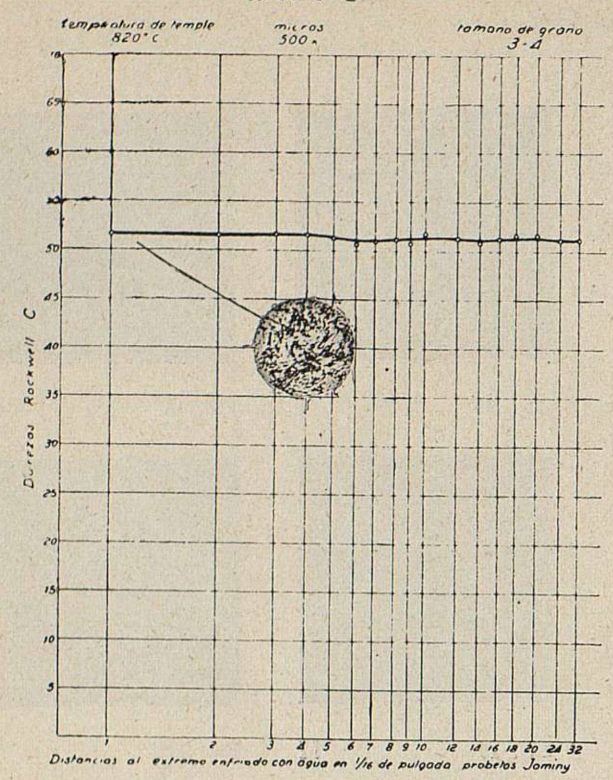
Fig. 18 LL

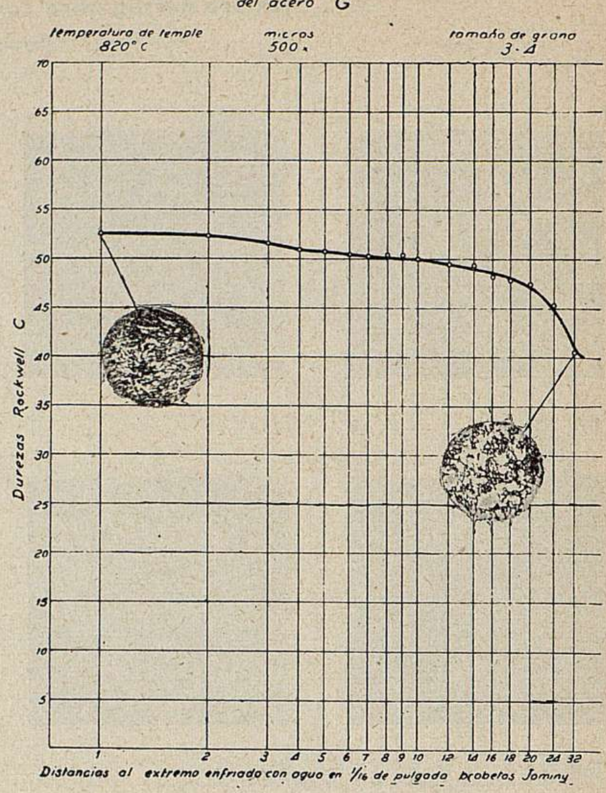
Fig. 19 M

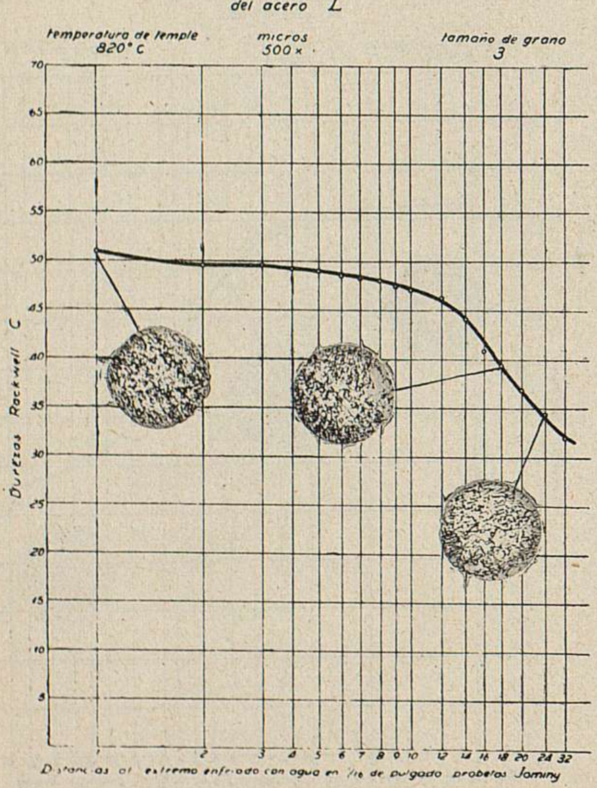


Fig. 20 N

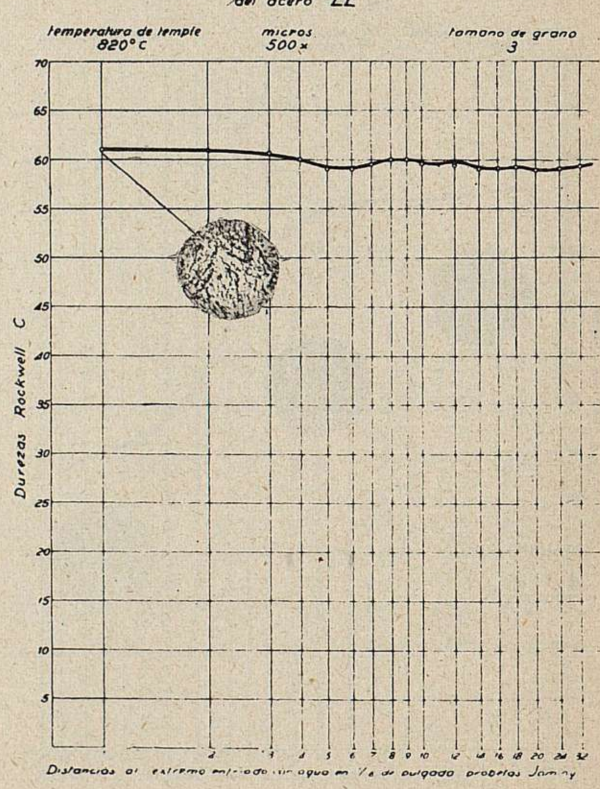



Curva de templabilidad
del acero E
temperatura de temple
820° C
micros
500 ×
tamaño de grano
3·4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy

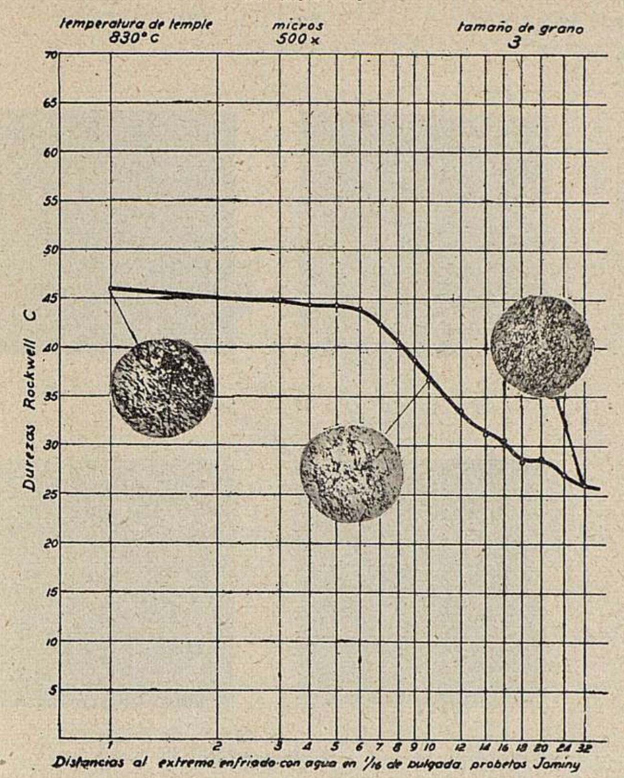

Curva de templabilidad
del acero G
temperatura de temple
820° C
micros
500 ×
tamaño de grano
3·4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy

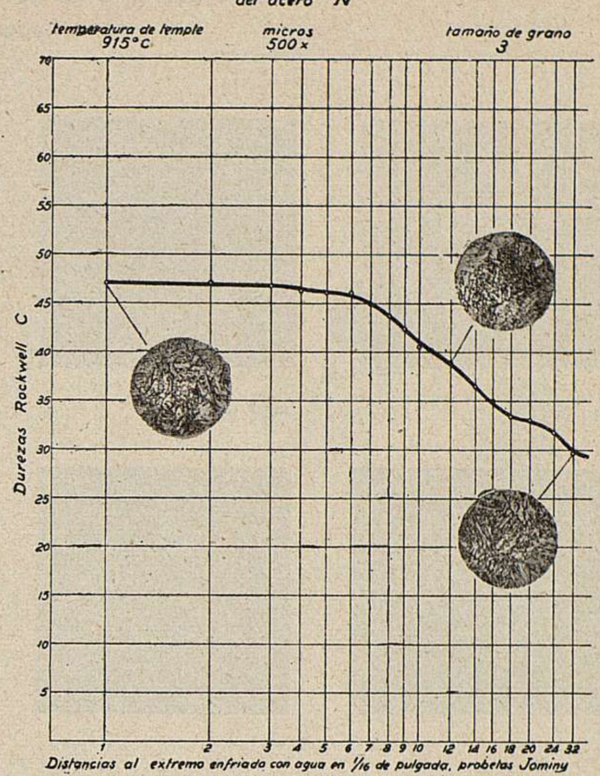

Curva de templabilidad
del acero L
temperatura de temple
820° C
micros
500 ×
tamaño de grano
3
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero LL
temperatura de temple
820° C
micros
500 ×
tamaño de grano
3
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada probetas Jominy








## *TABLA III*

Grupo 3.º Aceros de cementación

| Acero | Adiciones especiales en la cuchara | TOCHOS Sección m/m | TOCHOS Peso Kgs. | Composición Química (1) C % | Mn % | Si % | Ni % | Cr % | Mo % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| A-15 | — ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 260 × 260 | 515 | 0.16 | 0.43 | 0.28 | — | — | — |
| C | Ferro-silicio y aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... | 240 × 240 | 450 | 0.15 | 0.54 | 0.16 | 2.04 | 0.62 | — |
| D | » » ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 240 × 240 | 450 | 0.14 | 0.53 | 0.19 | 2.10 | 0.61 | — |
| F | 160 gramos Al × Ton. ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 220 × 220 | 300 | 0.15 | 0.57 | 0.18 | 2.38 | 0.65 | — |
| H | — ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 260 × 260 | 515 | 0.16 | 0.48 | 0.29 | 2.78 | 0.74 | — |
| I | Ferro-titanio ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 200 | 300 | 0.15 | 0.48 | 0.19 | 2.79 | 0.79 | — |
| J | » » ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 200 | 300 | 0.15 | 0.63 | 0.28 | 2.88 | 0.75 | — |
| K | 160 gramos Al × Ton. ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 356 × 256 | 1.200 | 0.17 | 0.50 | 0.29 | 2.59 | 0.71 | — |

(1) S y P es normal, salvo en el acero I, que se ha encontrado S= 0,056 % y P = 0,111 %. Dicho acero es ácido, según se hizo observar ya antes.





Textura micrográfica correspondiente al estado de entrega
Reactivo Picral 1 %
100 X

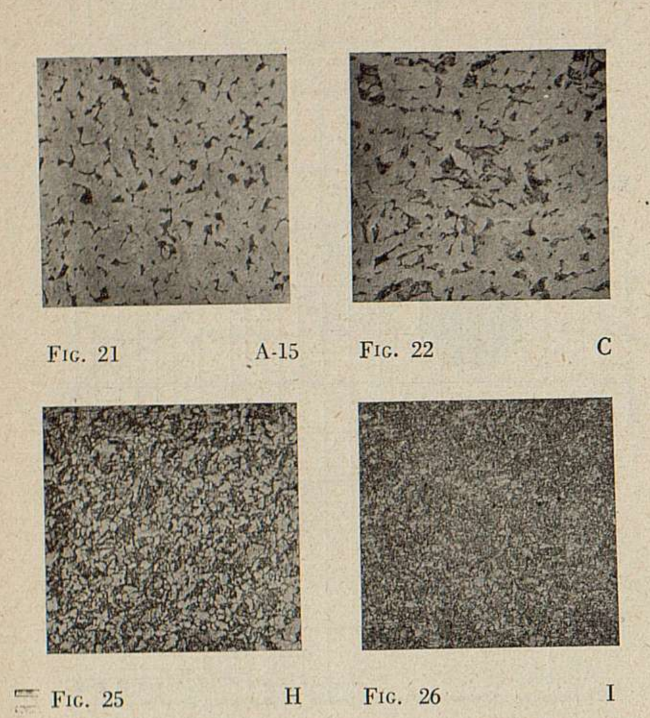


Fig. 21 A-15

Fig. 22 C

Fig. 23 D

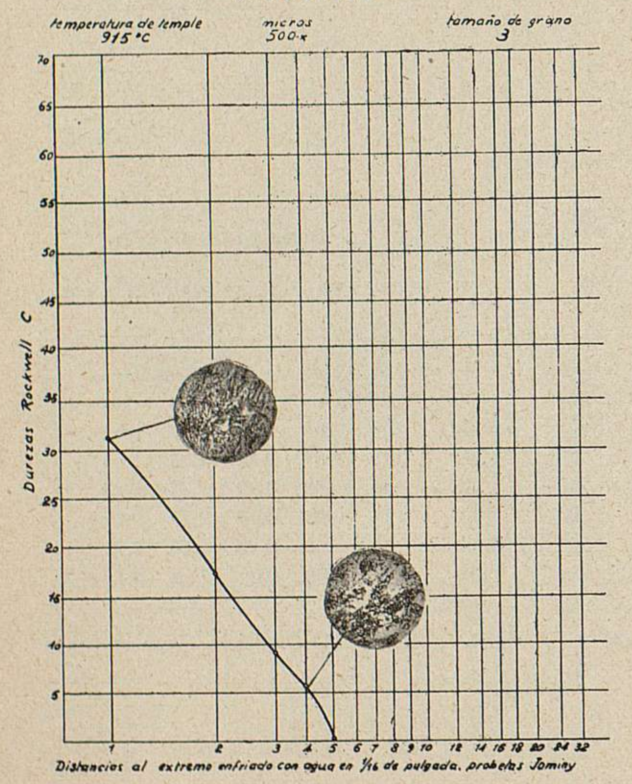
Fig. 24 F

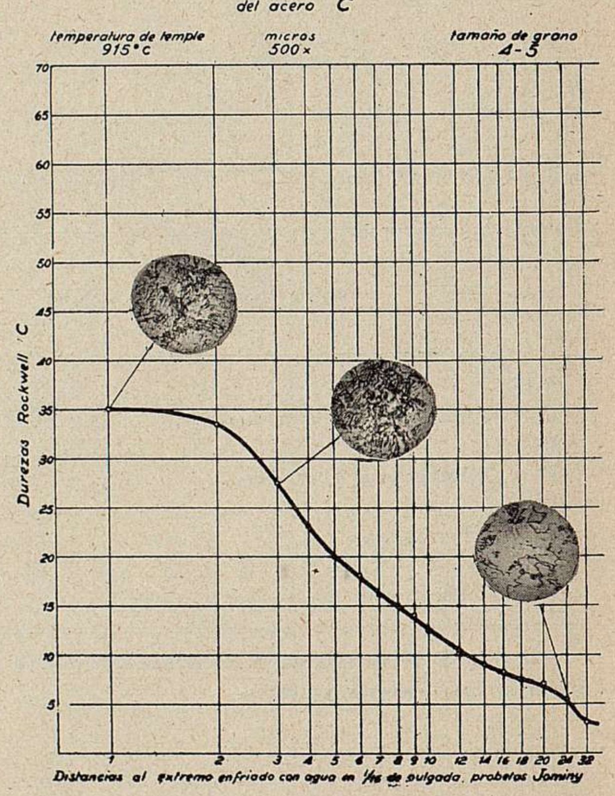
Fig. 25 H

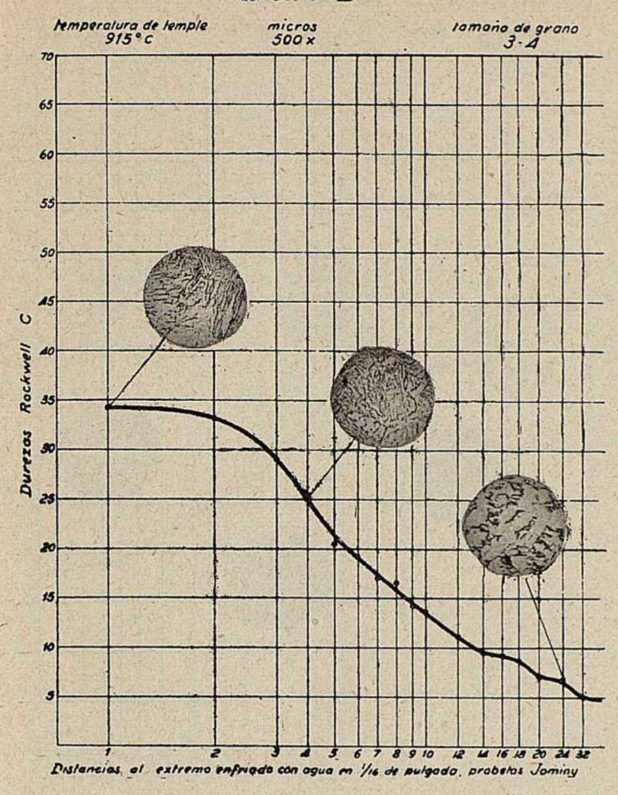
Fig. 26 I

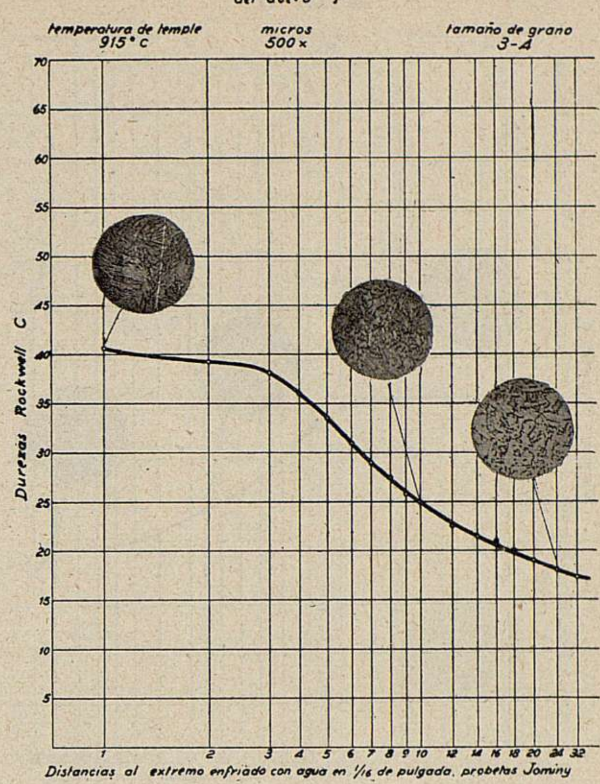
Fig. 27 J

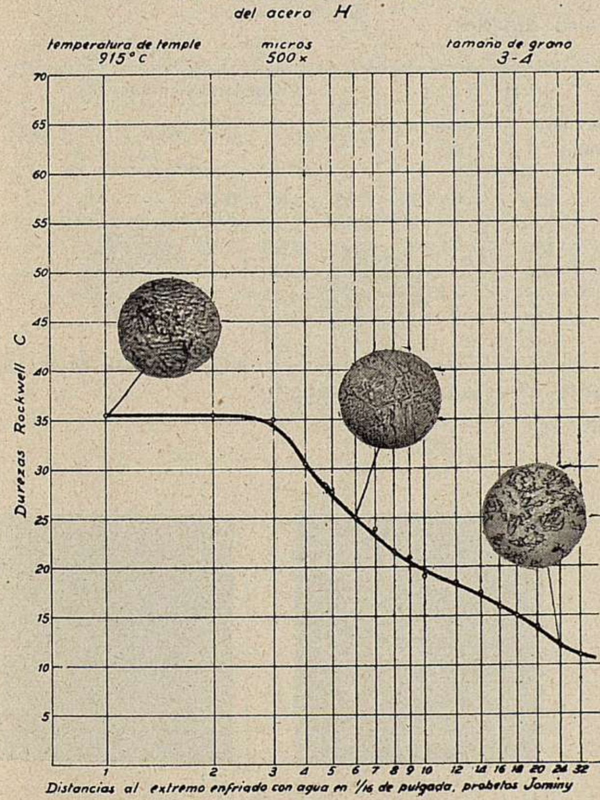
Fig. 28 K

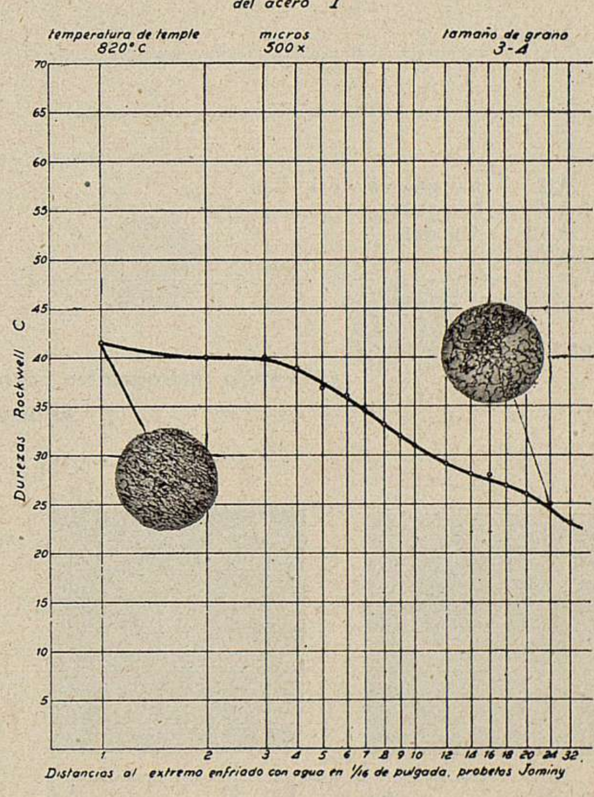


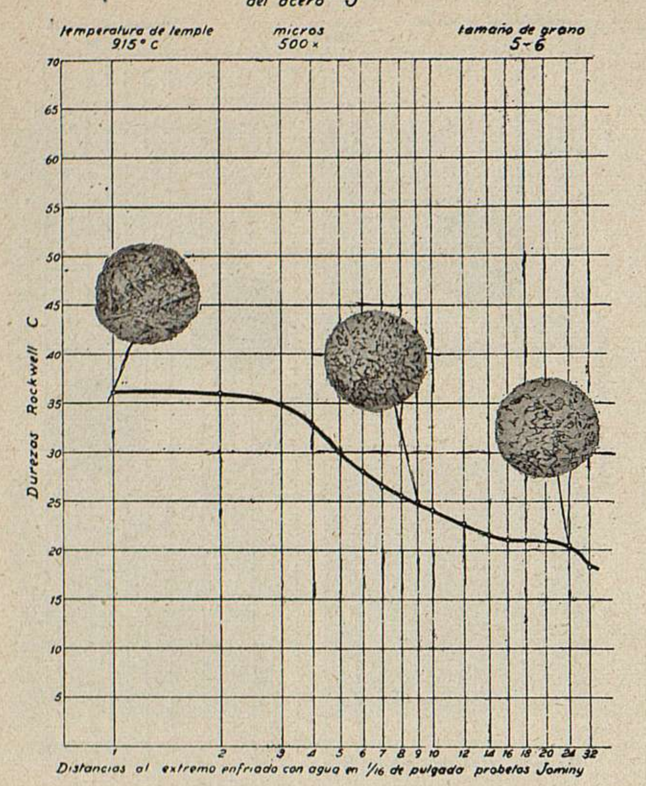




Curva de templabilidad
del acero D
temperatura de temple 915° c
micros 500 x
tamaño de grano 3-4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero F
temperatura de temple 915° c
micros 500 x
tamaño de grano 3-4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero H
temperatura de temple 915° c
micros 500 x
tamaño de grano 3-4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero I
temperatura de temple 820° c
micros 500 x
tamaño de grano 3-4
Durezas Rockwell C
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy



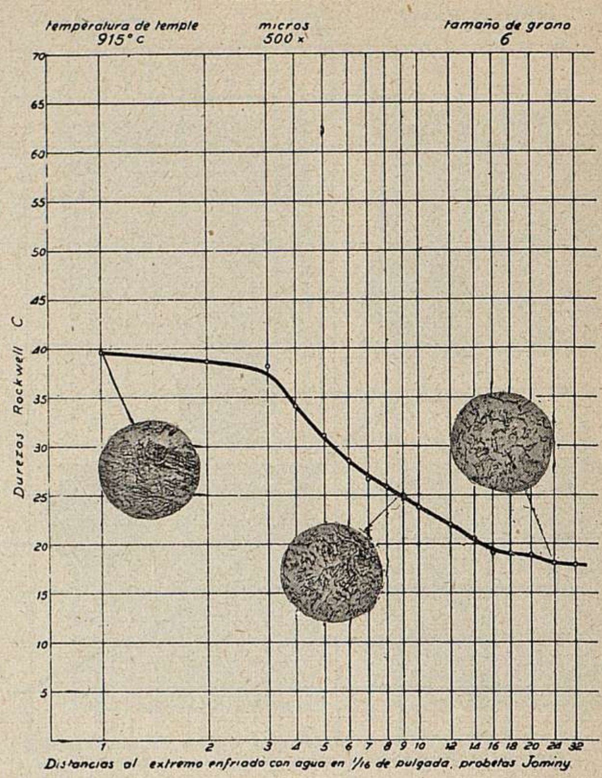




*TABLA IV*

Grupo 4.° Aceros para muelles

| Acero | Adiciones especiales en la cuchara | TOCHOS | | Composición química (1) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Sección m/m | Peso Kgs. | C % | Mn % | Si % | Ni % | Cr % | Mo % |
| A-1 | 160 gramos Al × Ton. ... ... ... ... ... ... ... ... | 220 × 220 | 300 | 0.55 | 0.62 | 0.16 | — | — | — |
| A-4 | Ferro-silicio y aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... | 275 × 275 | 900 | 0.60 | 0.55 | 0.29 | — | — | — |
| A-12 | Aluminio ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 356 × 356 | 1.200 | 0.60 | 0.56 | 0.32 | 0.32 | — | — |
| A-16 | — ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 260 × 260 | 515 | 0.47 | 0.80 | 1.65 | — | — | — |

(1) S y P normales.

GRUPO 4.° ACEROS DE MUELLES

Textura micrográfica correspondiente al estado de entrega

Reactivo Picral 1 %

100 X



FIG. 29 A-1

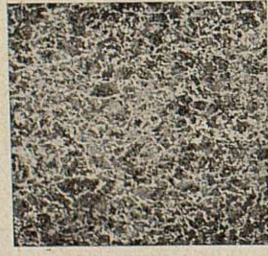



FIG. 30 A-4

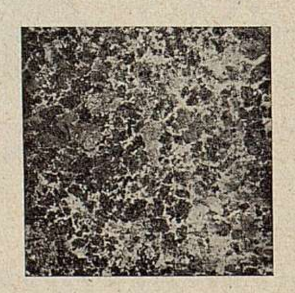


FIG. 31 A-12

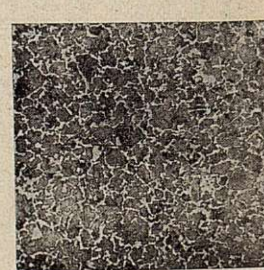
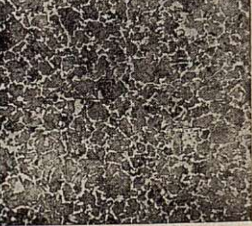
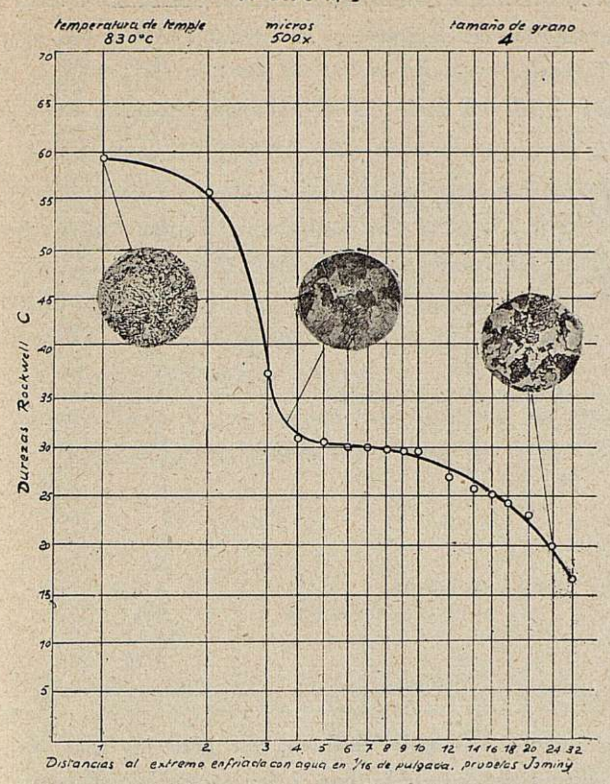
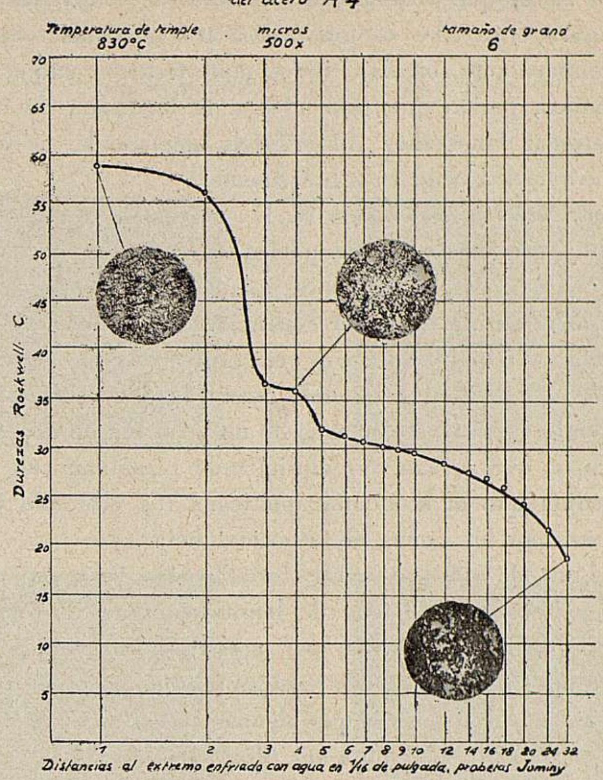
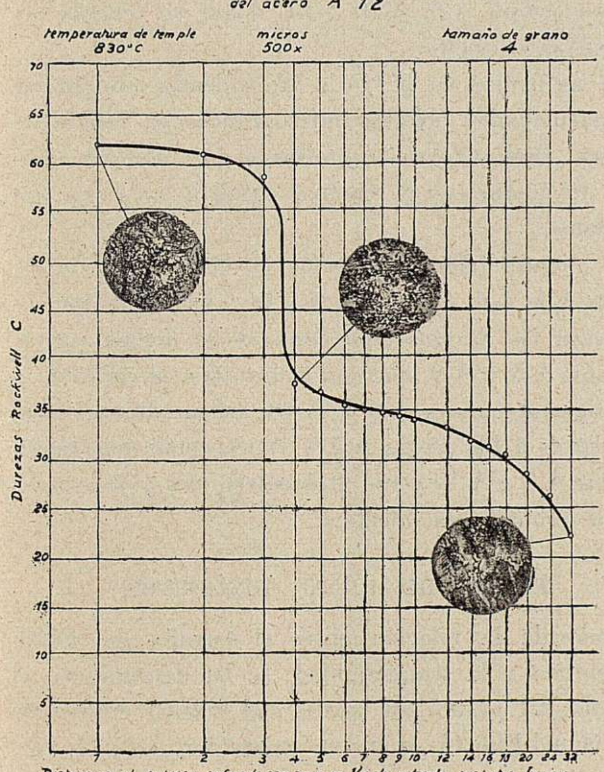
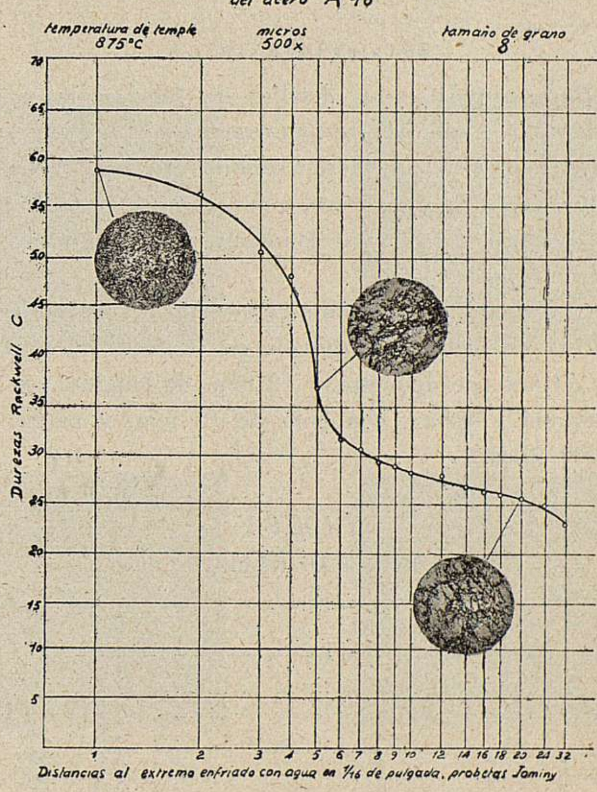



FIG. 32 A-16


Curva de templabilidad
del acero A 1
temperatura de temple 830°C
micros 500x
tamaño de grano 4
Durezas Rockwell C
70 65 60 55 50 45 40 35 30 25 20 15 10 5
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 12 14 16 18 20 24 32
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 4
temperatura de temple 830°C
micros 500x
tamaño de grano 6
Durezas Rockwell C
70 65 60 55 50 45 40 35 30 25 20 15 10 5
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 12 14 16 18 20 24 32
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 12
temperatura de temple 830°C
micros 500x
tamaño de grano 4
Durezas Rockwell C
70 65 60 55 50 45 40 35 30 25 20 15 10 5
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 12 14 16 18 20 24 32
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy


Curva de templabilidad
del acero A 16
temperatura de temple 875°C
micros 500x
tamaño de grano 8
Durezas Rockwell C
70 65 60 55 50 45 40 35 30 25 20 15 10 5
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 12 14 16 18 20 24 32
Distancias al extremo enfriado con agua en 1/16 de pulgada, probetas Jominy

Según acabamos de ver, se trata de un lote de aceros en los que predominan los aceros de construcción. Figura, entre ellos, un grupo de aceros al níquelcromomolibdeno, de singular interés, tanto técnico como económico, puesto que responden a la tendencia de los National Emergency Alloy Steels americanos, de los que vamos a ocuparnos brevemente.

En efecto, los citados N. E. (National Emergency Alloy Steels) fueron adoptados en América durante la pasada contienda bélica, para hacer frente a la penuria de metales y ferro-aleaciones, y se formó una tabla (1) publicada con el título «Alloy Steels» por el American Iron ands Steel Institute, que comprende 11 grupos, con más de un centenar de aceros, grupos que se han ido suprimiendo paulatinamente a medida que la economía americana iba entrando de nuevo por los cauces de la normalidad.

Pero, de todos los grupos establecidos, los aceros al níquel-cromo-molibdeno de bonificación son los únicos que han subsistido, por presentar, sin duda, un conjunto de propiedades técnicas muy notables, lo que justifica plenamente el que algunas acererías españolas los hayan incorporado a sus programas de fabricación y a los que cabe augurar el más lisonjero éxito. Nos referimos a los aceros del Grupo 2.º L, LL y M.

### ESTADO DE ENTREGA

Para completar los detalles de fabricación y de composición química, se han examinado los materiales en el estado en que fueron suministrados por los distintos fabricantes de acero, que los presentan en forma de perfiles, forjados o laminados con diámetro de 30 mm y recocidos.

La Tabla V, nos permite conocer la correspondiente dureza «Brinell», determinada en probetas cilíndricas de 30 mm. de diámetro y 12 mm. de longitud, en la máquina «Alpha», con bola de 10 mm. y carga de 3.000 kilos.

### *TABLA V*

Durezas Brinell en estado de entrega

| GRUPO | Acero | Brinell |
|---|---|---|
| 1.º Aceros al carbono ... ... ... ... ... | A-2 | 166 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-3 | 187 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-5 | 280 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-6 | 309 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-8 | 124 |
| 1.º Aceros al carbono ... ... ... ... ... | A-9 | 265 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-10 | 306 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-11 | 118 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-14 | 222 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-17 | 229 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-18 | 161 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-19 | 229 |
| 2.º » aleados ... ... ... ... ... ... | A | 250 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | B | 229 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | E | 207 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | G | 217 |
| 2.º Aceros aleados ... ... ... ... ... ... | L | 225 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | LL | 335 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | M | 229 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | N | 250 |
| 3.º Aceros de cementación ... ... ... | A-15 | 187 |
| » » » ... ... ... | C | 128 |
| » » » ... ... ... | D | 133 |
| » » » ... ... ... | F | 158 |
| » » » ... ... ... | H | 141 |
| » » » ... ... ... | I | 166 |
| » » » ... ... ... | J | 176 |
| » » » ... ... ... | K | 152 |
| 4.º Aceros de muelles ... ... ... ... ... | A-1 | 211 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-4 | 227 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-12 | 194 |
| » » » ... ... ... ... ... ... | A-16 | 246 |

Las cifras «Brinell» indican, en general, que las condiciones del recocido han sido aceptables. Presentan durezas que permiten el mecanizado, si bien hay algunos aceros A-6, A-10 y LL donde se rebasan las 300 cifras «Brinell».

En las figuras de la 1 a la 32, podemos estudiar las correspondientes texturas micrográficas en estado de entrega. Dichas fotomicrografías se han obtenido después del ataque con el reactivo «Nital 1 %» y con 100 aumentos.

Se observa ligera deficiencia en el recocido de los aceros A-5, A-6, A-9, A-10, A y LL; tendencia que corroboran las durezas algo elevadas de dichos aceros, pues los A-5 y A-9, que son eutectoides, al carbono, y los hipereutectoides A-6 y A-10, tienen durezas muy superiores a los aceros A-2 y A-18, como eutectoides y a los A-3 a A-19 como hipereutectoides y de composición química casi idéntica.

### TAMAÑO DEL GRANO AUSTENÍTICO

Conocida la relación entre el tamaño del grano austenítico y la templabilidad, se ha determinado el tamaño del grano por medio del clásico ensayo de Mc. Quaid-Ehn (2), que consiste en diez horas de carburación a 925º, con el cementante de «Carón», y,

seguida de un enfriamiento con velocidad de 25° por hora, para asegurar la formación de redes de cementita, que nos delimitan los confines del grano austenítico. El tamaño de éste se ha medido por comparación con los tipos establecidos en el Atlas del A. S. T. M.

Las figuras 33 a la 63, nos permiten cómoda comparación con los aceros-tipo los tamaños del grano de cada acero y fijar su tamaño aproximado. Las fotomicrografías con 100 aumentos se obtuvieron después del ataque con Nital 5 % y Picral 4 %. En los aceros al níquel-cromo, hubo necesidad de efectuar ligero pulido, después del primer ataque.

En la Tabla VI, se reúnen los resultados del ensayo Mc. Quaid-Ehn expresados en valores del Atlas A. S. T. M.

*TABLA VI*

Tamaño del grano austenítico determinado con el ensayo de Mc. Quaid-Ehn, después del ataque con Nital 5 % y Picral 4 % a 100 aumentos

| Grupo | Acero | Figura | Tamaño del grano M. Q. E. |
|---|---|---|---|
| 1.° | A-2 | 33 | 4 |
| » | A-3 | 34 | 4 |
| » | A-5 | 35 | 4 |
| » | A-6 | 36 | 3 |
| » | A-8 | 37 | 3 |
| » | A-9 | 38 | 4 |
| » | A-10 | 39 | 5 |
| » | A-11 | 40 | 5 |
| » | A-14 | 41 | 3 |
| » | A-17 | 42 | 5 |
| » | A-18 | 43 | 4 |
| » | A-19 | 44 | 4 |
| 2.° | A | 45 | 7 |
| » | B | 46 | 7 |
| » | E | 47 | 3-4 |
| » | G | 48 | 6 |
| » | L | 49 | 2-3 |
| » | LL | 50 | 2-3 |
| » | M | 51 | 2-3 |
| » | N | 52 | 2-3 |
| 3.° | A-15 | 53 | 3 |
| » | C | 54 | 4-5 |
| » | D | 55 | 3-4 |
| » | F | 56 | 4-5 |
| » | H | 57 | 2-3 |
| » | I | 58 | 2-3 |
| » | J | 59 | 5-6 |
| » | K | 60 | 6 |
| 4.° | A-1 | 61 | 4 |
| » | A-4 | 62 | 6 |
| » | A-12 | 63 | 4 |

**GRUPO 1.° ACEROS AL CARBONO**

**Tamaño del grano austenítico por el método de Mc. Quaid - Ehn**

**Reactivos: Nital 5 % y Picral 4 %**

**100 X**



FIG. 33 A-2



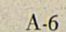
FIG. 34 A-3





FIG. 35 A-5



FIG. 36 A-6


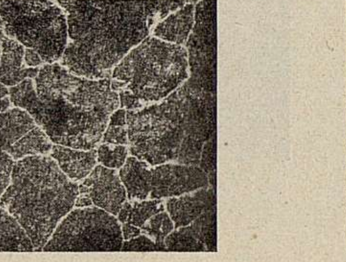
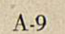


FIG. 37 A-8



FIG. 38 A-9


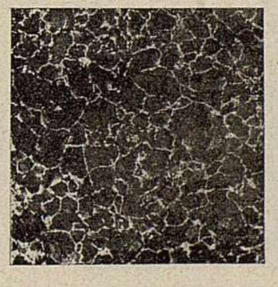


FIG. 39 A-10



FIG. 40 A-11

GRUPO 1.º — ACEROS AL CARBONO

Tamaño del grano austenítico por el método de Mc. Quaid - Ehn

Reactivos: Nital 5 °/₀ y Picral 4 °/₀

100 X

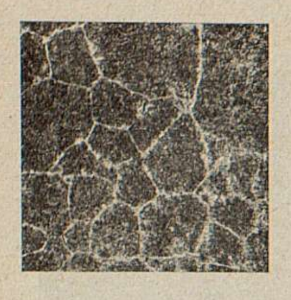


Fig. 41 A-14

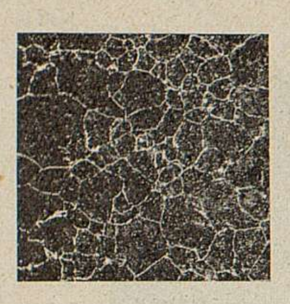


Fig. 42 A-17





Fig. 43 A-18

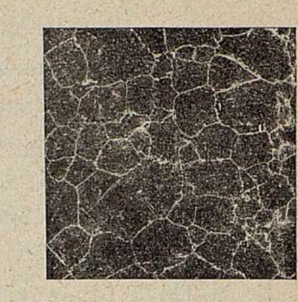


Fig. 44 A-19

GRUPO 2.º — ACEROS ALEADOS

Tamaño del grano austenítico por el método de Mc. Quaid - Ehn

Reactivos: Nital 5 °/₀ - pulido y Picral 4 °/₀

100 X

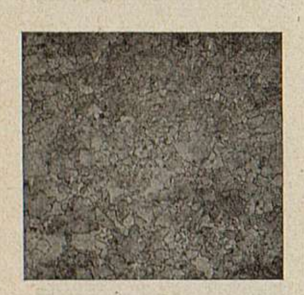


Fig. 45 A

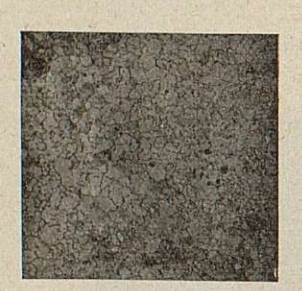


Fig. 46 B

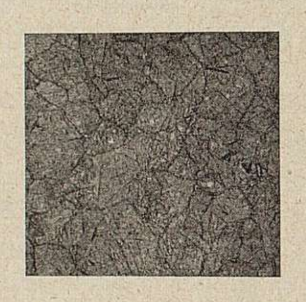


Fig. 47 E

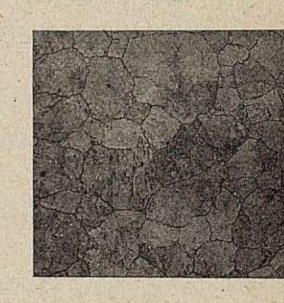


Fig. 48 G



Fig. 49 L

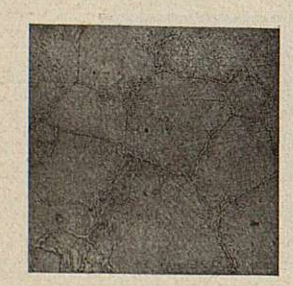


Fig. 50 LL



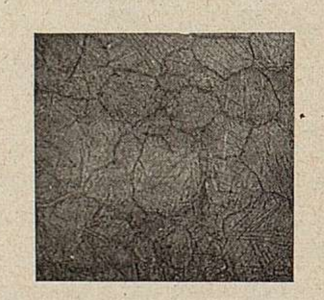


Fig. 51 M

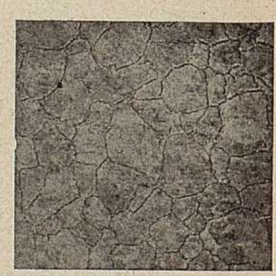


Fig. 52 N





Tamaño del grano austenítico por el método de Mc. Quaid - Ehn

Reactivos: Nital 5 °/o - pulido y Picral 4 °/o

100 X



Fig. 53 A-15

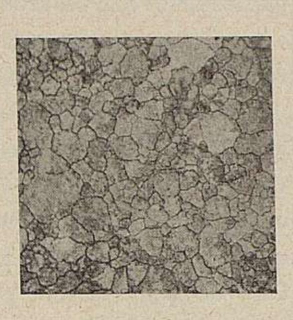


Fig. 54 C



Fig. 55 D





Fig. 56 F

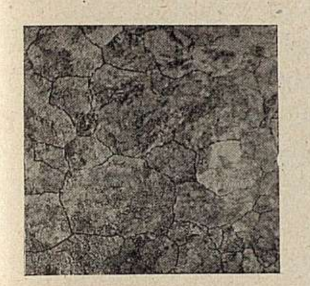


Fig. 57 H

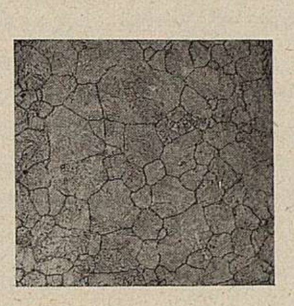


Fig. 58 I



Fig. 59 J

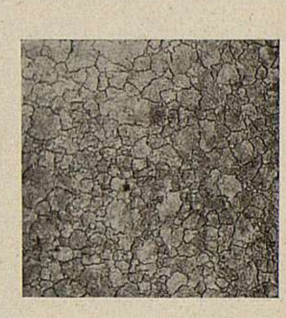


Fig. 60 K

GRUPO 4.° ACEROS DE MUELLES

Tamaño del grano austenírico por el método de Mc. Quaid - Ehn

Reactivos: Nital 5 °/o y Picral 4 °/o

100 X



Fig. 61 A-1

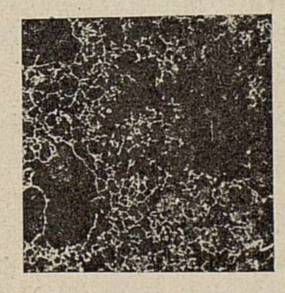


Fig. 62 A-4





Fig. 63 A-12

Cierto, que hoy, se hacen serias y fundadas objeciones al ensayo de Mc. Quaid-Ehn, o de determinación del tamaño del grano austenítico por carburación a 925°, por considerar, no sin fundamento, que el tamaño del grano de 925° no corresponde al del grano austenítico que tiene cada acero a su temperatura de temple.

Vemos también que, en unos casos, hay cierta coincidencia entre el tamaño del grano austenítico Mc. Quaid-Ehn (M. Q. E.) y el tamaño del grano de temple —o actual— como se suele también denominar a este último. En otros, la discrepancia entre los M. Q. E. y los actuales, es tan considerable, que justifica plenamente los reparos que se hacen al tamaño del grano austenítico, que da en ensayo Mc. Quaid-Ehn.

Pero mientras no se disponga de método realmente seguro, para poner en evidencia el tamaño del grano austenítico actual en los aceros, habremos de seguir utilizando el ensayo Mc. Quaid-Ehn, que, para los aceros de cementación, es indicadísimo, y no carece tampoco de interés para los demás aceros, puesto que, con dicho ensayo, podemos medir la susceptibilidad al crecimiento del grano a 925°; dato que puede sernos de gran interés, en la forja y soldadura de los mismos.

Por dichas razones se ha determinado el tamaño del grano M. Q. E. en todos nuestros aceros, con las salvedades y reservas consiguientes, pero también apreciando la importancia de dicha determinación como valor relativo.

Es frecuente clasificar a los aceros, según que el tamaño de su grano M. Q. E. esté por encima o por debajo del tamaño 5.

De 32 aceros examinados, poco más de la tercera parte tendría el grano igual o inferior a 5.

## RESULTADOS EXPERIMENTALES

### MÉTODOS PARA DETERMINAR LA TEMPLABILIDAD DE LOS ACEROS

Antes de entrar en el examen, interpretación y crítica de los resultados experimentales obtenidos en el desarrollo del presente trabajo, pasaremos revista, aunque muy someramente, a algunos de los distintos procedimientos que se han venido aplicando en la industria para medir la aptitud de temple de los aceros.

1.° *Por fractura*.—Es el más antiguo de los procedimientos y consiste en entallar una barra de acero, templarla y romperla. Fácilmente se juzgará de la intensidad del temple por el aspecto del grano.

2.° *Examen de la sección transversal*.—Se templan cilindros de distintos diámetros, se cortan por su sección transversal sin que se produzcan calentamientos, y se mide la dureza a través de sus diámetros, y con estos datos se trazan los diagramas de penetración de temple, tomando en ordenadas las durezas y en abscisas las distancias a la superficie de cada zona medida.

3.° *G. V. Luerssen* (4).—Templa una probeta de 19,05 m/m. de diámetro por 95,25 m/m. de longitud, a la que, después del temple, hace una entalladura de 4,763 mm. de profundidad y 4.763 mm. de ancho, y la fractura después. El examen del grano nos permite apreciar la intensidad del temple, como en el caso 1.

4.° *S. A. Kasejeff y A. K. Jigaloff* (5).—Templan cubos de acero con agua con aceite y con aire y miden luego su dureza.

5.° *L. Grenet* (6).—Determina sus coeficientes de penetración de temple, operando sobre barras cuadradas de 10, 20 y 30 mm. de lado. En el cuadrado de 10 m/m. de lado, calienta 4 probetas a 850° que luego enfría de la manera siguiente:

Probeta núm. 1.—Temple con agua fría.

Probeta núm. 2.—Temple con agua saturada de sal hirviendo.

Probeta núm. 3.—Temple con aire (sobre amianto).

Probeta núm. 4.—Deja enfriar en el horno a 100° en 20 minutos.

Después de desgastar medio milímetro las caras laminadas, mide las durezas. Con dichos datos calcula sus coeficienes A. B. y C. de penetración de temple, de la siguiente manera:

$$\text{Coeficiente A.} = \frac{\text{Dureza de la prueba núm. 2}}{\text{Dureza de la prueba núm. 1}}$$

$$\text{Coeficiente B.} = \frac{\text{Dureza de la prueba núm. 3}}{\text{Dureza de la prueba núm. 1}}$$

$$\text{Coeficiente C.} = \frac{\text{Dureza de la probeta núm. 4}}{\text{Dureza de la probeta núm. 1}}$$

6.° *Por ataque químico de las secciones templadas*.—En la sección transversal, templada y rectificada, se puede determinar la templabilidad, atacando con Picral 5 %. Las zonas que no han sido templadas se

colorean con el ataque, mientras que quedan casi sin atacar las templadas.

7.º *Por el tamaño del grano austenítico.*—Para algunas calidades de acero, el tamaño del grano grande corresponde a mayor capacidad de temple. L. Colombier (7), Guzzoni (8) y otros.

8.º *Con las transformaciones isotérmicas de la austenita.*—Los diagramas T. T. T. (tiempo, temperatura, transformación), denominados curvas en S, pueden utilizarse también para dar indicaciones cualitativas de templabilidad. Es tanto mayor la templabilidad cuanto más lento el enfriamiento necesario para efectuar las transformaciones.

9.º *Por cálculo a partir de la composición química.*—El método Grossmann (9) da resultados de precisión aceptable cuando se aplica dentro de sus justas limitaciones. En dicho método se considera que el acero posee templabilidad fundamental por su porcentaje de carbono y por el tamaño del grano austenítico. Multiplicando la templabilidad base por un determinado factor de cada elemento de aleación, se obtiene la templabilidad, expresada como diámetro crítico ideal.

10. *Ensayo Jominy.*—Fué descrito por primera vez por sus autores W. E. Jominy y A. L. Boegehold (10), y consiste en enfriar una probeta cilíndrica de 25 m/m. de diámetro y 100 de longitud por su base inferior por medio de un chorro de agua fría. Se tallan dos planos en generatrices opuestas a profundidad de 0,381, evitando el calentamiento, y se mide luego la dureza en la línea central de la superficie plana en puntos situados a intervalos de 1/16 de pulgada. Con las durezas obtenidas se dibuja la curva Jominy correspondiente.

Por haber descrito ya la marcha operatoria en trabajos precedentes (11), nos abstenemos de hacerlo aquí, y se trata, además, de un método muy conocido que ha tenido aceptación máxima, y que puede encontrarse, por tanto, en todo tratado moderno de metalúrgia física (12).

## TEMPLABILIDAD EXPRESADA EN CIFRAS

Para apreciar las diferencias de templabilidad entre los distintos aceros, hemos formado la Tabla VII, en la que podemos comparar fácilmente las durezas en distintos puntos de la probeta Jominy.

## TABLA VII

Durezas Rockwell-cono, a 150 Kgs. en distintos puntos de la probeta Jominy

| Grupo | Acero | Distancias al extremo | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | 1/16" | 1/2" | 1" | 2" |
| 1.º | A-2 | 64 | 37 | 32 | 21 |
| » | A-3 | 63 | 34 | 28 | 21 |
| » | A-5 | 63 | 37 | 30 | 20 |
| » | A-6 | 64 | 37 | 30 | 21 |
| » | A-8 | 42 | 5 | -1 | -5 |
| » | A-9 | 65 | 41 | 37 | 27 |
| » | A-10 | 66 | 35 | 29 | 23 |
| » | A-11 | 37 | 2 | -1 | -4 |
| » | A-14 | 62 | 35 | 32 | 22 |
| » | A-17 | 48 | 17 | 13 | 8 |
| » | A-18 | 64 | 35 | 28 | 16 |
| » | A-19 | 65 | 32 | 23 | 17 |
| 2.º | A | 57 | 43 | 31 | 30 |
| » | B | 56 | 44 | 31 | 25 |
| » | E | 52 | 51 | 51 | 51 |
| » | G | 53 | 51 | 48 | 40 |
| » | L | 52 | 49 | 42 | 34 |
| » | LL | 61 | 60 | 59 | 59 |
| » | M | 46 | 41 | 30 | 26 |
| » | N | 47 | 44 | 35 | 30 |
| 3.º | A-15 | 32 | -3 | -8 | -9 |
| » | C | 35 | 15 | 8 | 3 |
| » | D | 34 | 17 | 9 | 5 |
| » | F | 41 | 28 | 21 | 17 |
| » | N | 36 | 22 | 16 | 11 |
| » | I | 42 | 33 | 28 | 23 |
| » | J | 36 | 26 | 21 | 18 |
| » | K | 39 | 34 | 18 | 16 |
| 4.º | A-1 | 59 | 30 | 26 | 17 |
| » | A-4 | 59 | 30 | 28 | 19 |
| » | A-12 | 62 | 35 | 32 | 22 |
| » | A-16 | 59 | 30 | 27 | 14 |

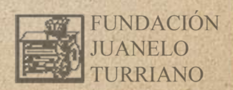
## CURVAS DE TEMPLABILIDAD

Se han trazado las curvas Jominy a base de las durezas medias de las dos caras de cada probeta, tomando en ordenadas las durezas Rochwell-cono, con cargas de 150 Kgs. y en abscisas, y en escala logarítmica, las distancias de cada punto al extremo de la probeta.

La preferencia sobre la escala aritmética en las distancias, obedece a la finalidad de apreciar con más amplitud las variaciones de la dureza al principio de las curvas, para distinguir las diferencias de templabilidad en aceros similares, lo que puede resultar muy práctico para la vigilancia de las fabricaciones en los talleres de fundición.

En distintos puntos de la probeta se han sacado fotomicrografías a 500 X, con el reactivo Nital 1 %, con el fin de fijar las texturas en zonas con durezas y distancias muy diferentes.





También se ha consignado en cada gráfico el correspondiente tamaño del grano austenítico, que se ha puesto en evidencia con el ensaño Mc Quaid-Ehn, y cuyos valores se han tomado por comparación entre los tipos establecidos en el Atlas del A. S. T. M.

## ÍNDICES DE TEMPLABILIDAD

Siguiendo la misma norma adoptada en un trabajo anterior (13), y, partiendo de la nota adicional de Jominy, mayo 1946, que establece las siguientes durezas límite, en función del tanto por ciento de carbono, se han determinado los índices de templabilidad de cada acero.

*Nota adicional de Jominy; mayo* 1946

| | Por % | | | | | Rc |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Para | 0,08 a 0,17 | carbono, | corresponde | una dureza | límite de | 25 |
| » | 0,18 a 0,22 | » | » | » | | 30 |
| » | 0,23 a 0,27 | » | » | » | | 35 |
| » | 0,28 a 0,32 | » | » | » | | 40 |
| » | 0,33 a 0,38 | » | » | » | | 45 |
| » | 0,39 a 0,48 | » | » | » | | 50 |
| » | 0,48 a 0,53 | » | » | » | | 55 |

no se dan los límites para más de 0,53 % C.

## ÍNDICE DE TEMPLABILIDAD JOMINY

| Grupo | Acero | Carbono % | Dureza mínima que correspondería por su porcentaje de carbono | | Durezas en la probeta Jominy a 1/16 | a 32/16 | Índice de templabilidad (II) | | M. Q. E. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1.º | A-2 | 0.90 | — | (I) | 64 | 21 | — | (I) | 4 |
| » | A-3 | 1.30 | — | (I) | 63 | 21 | — | (I) | 4 |
| » | A-5 | 0.88 | — | (I) | 63 | 20 | — | (I) | 4 |
| » | A-6 | 1.123 | — | (I) | 64 | 21 | — | (I) | 3 |
| » | A-8 | 0,25 | 35 | | 42 | - 5 | J 35 — 1.5 | | 3 |
| » | A-9 | 0,82 | — | (I) | 65 | 27 | — | (I) | 4 |
| » | A-10 | 1.00 | — | (I) | 66 | 23 | — | (I) | 5 |
| » | A-11 | 0.20 | 30 | | 37 | - 4 | J 30 — 1.2 | | 5 |
| » | A-14 | 0.61 | — | (I) | 62 | 22 | — | (I) | 3 |
| » | A-17 | 0.36 | 45 | | 48 | 8 | J 45 — | | 5 |
| » | A-18 | 0.78 | — | (I) | 64 | 16 | — | (I) | 4 |
| » | A-19 | 1.10 | — | (I) | 65 | 17 | — | (I) | 4 |
| 2.º | A | 0.42 | 50 | | 57 | 30 | J 50 — 6 | | 7 |
| » | B | 0.42 | 50 | | 56 | 25 | J 50 — 6 | | 7 |
| » | E | 0.30 | 40 | | 52 | 51 | J 40 — 32 | | 3-4 |
| » | G | 0.29 | 40 | | 53 | 40 | J 40 — 32 | | 6 |
| » | L | 0.29 | 40 | | 52 | 34 | J 40 — 15 | | 2-3 |
| » | LL | 0.46 | 50 | | 61 | 59 | J 50 — 32 | | 2-3 |
| » | M | 0.23 | 35 | | 46 | 26 | J 35 — 11 | | 2-3 |
| » | N | 0.37 | 45 | | 47 | 30 | J 45 — 6 | | 2-3 |
| 3.º | A-15 | 0.16 | 25 | | 32 | - 9 | J 25 — 1.3 | | 3 |
| » | C | 0.15 | 25 | | 35 | 3 | J 25 — 4 | | 4-5 |
| » | D | 0.14 | 25 | | 34 | 5 | J 25 — 4 | | 3-4 |
| » | F | 0.15 | 25 | | 41 | 17 | J 25 — 10 | | 4-5 |
| » | H | 0.16 | 25 | | 36 | 11 | J 25 — 6 | | 2-3 |
| » | I | 0.15 | 25 | | 42 | 23 | J 25 — 24 | | 2-3 |
| » | J | 0.15 | 25 | | 36 | 18 | J 25 — 49 | | 5-6 |
| » | K | 0.17 | 25 | | 39 | 16 | J 25 — 9 | | 6 |
| 4.º | A-1 | 0.55 | — | (I) | 59 | 17 | — | (I) | 4 |
| » | A-4 | 0.60 | — | (I) | 59 | 19 | — | (I) | 6 |
| » | A-12 | 0.60 | — | (I) | 62 | 22 | — | (I) | 4 |
| » | A-16 | 0.47 | 50 | | 59 | 24 | J 50 — 3.4 | | 8 |

(I) No se determinaron aquí los índices de templabilidad por tener contenido de carbono superior a los límites de la nota adicional de Jominy citada anteriormente.

(II) El índice de templabilidad lo expresamos por la fórmula: letra *J*, seguida de la dureza mínima que correspondería a cada acero, por su porcentaje de carbono y separada por un guión de la distancia hasta donde se alcanza la referida dureza límite.

Ejemplos:

Acero A — 8 : *J 35-1.5*, baja templabilidad.
Acero E : *J 40-32* , alta templabilidad.





El primero alcanza la dureza límite correspondiente sólo a 1,5/16 de pulgada, mientras que el acero E, conserva su dureza limite hasta 2 pulgadas de distancia del extremo de la probeta Jominy.

### CÁLCULO DE LAS CURVAS JOMINY

Charles K. Donoho (14), calcula gráficamente las curvas Jominy, partiendo del porcentaje de carbono y de los valores $D_1$ de cada acero.

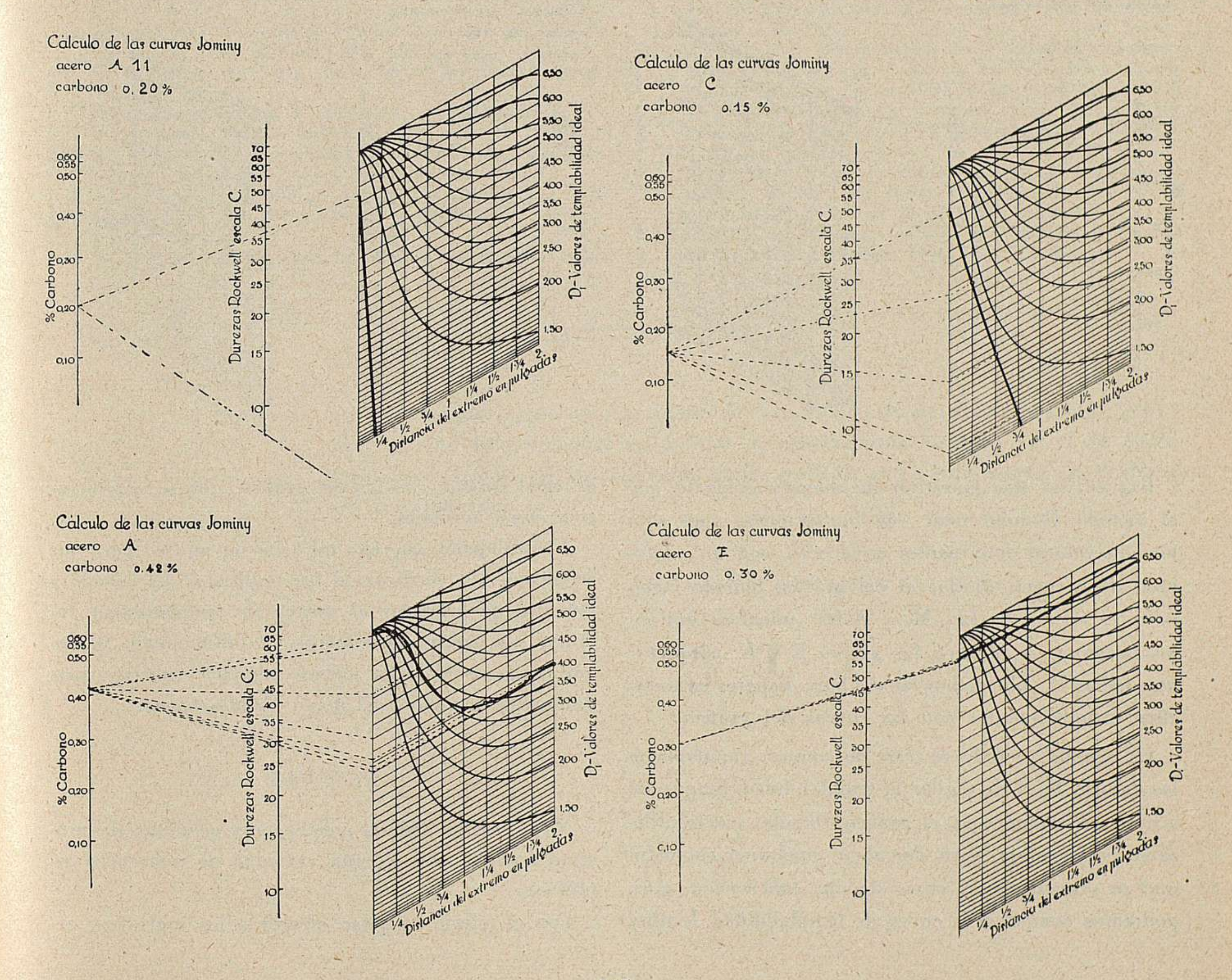
$D_1$ se determina experimentalmente o partiendo de la composición química.

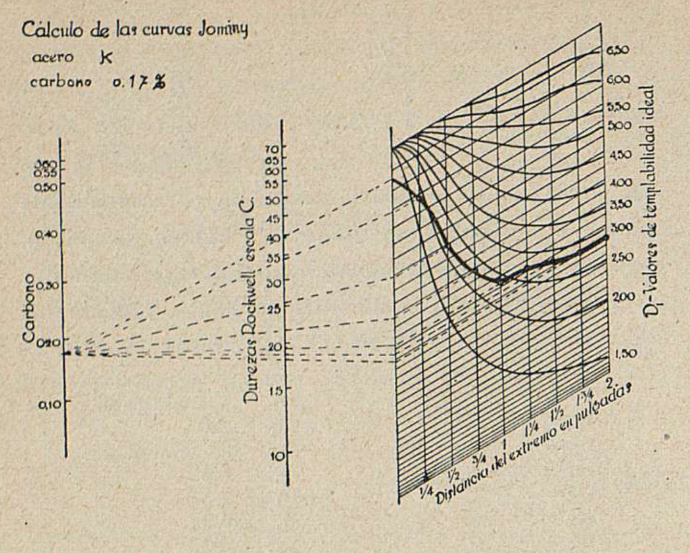
En el ejemplo publicado en la revista americana *Metal Progress,* del que se da referencia, se puede seguir fácilmente el cálculo aplicado a un acero de C = = 0,40 % y $D_1$ = 3. De él se han obtenido las durezas siguientes:

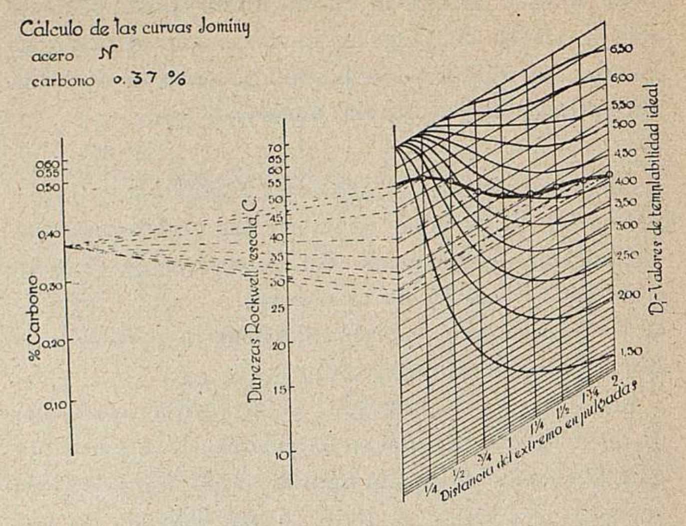
| | | |
|---|---|---|
| A ... ... ... ... | 1"/16 ... ... ... ... | Rc = 56 |
| A ... ... ... ... | 1"/4 ... ... ... ... | Rc = 52 |
| A ... ... ... ... | 1"/2 ... ... ... ... | Rc = 41 |
| A ... ... ... ... | 3"/4 ... ... ... ... | Rc = 34 |
| A ... ... ... ... | 1" ... ... ... ... | Rc = 29 |
| A ... ... ... ... | 1 1"/4 ... ... ... ... | Rc = 27 |
| A ... ... ... ... | 2" ... ... ... ... | Rc = 24 |

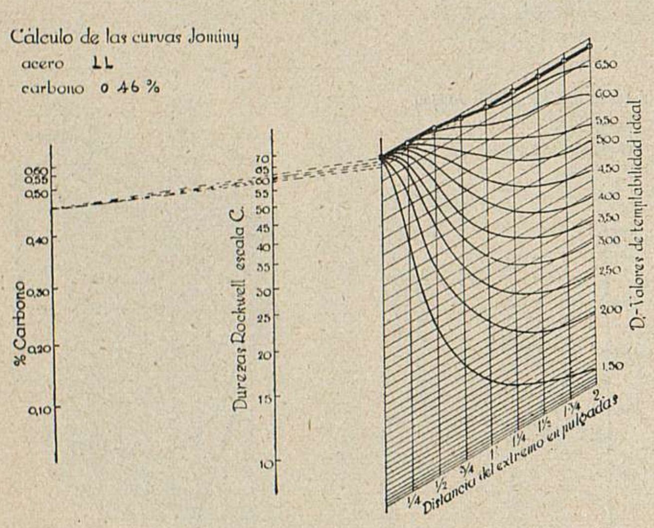
con cuyos datos se podría trazar la correspondiente curva de templabilidad Jominy. También se puede, conocida la curva de templabilidad Jominy, determinar los valores $D_1$. Por dicho método hemos hallado los siguientes valores de $D_1$ en ocho de nuestros aceros:

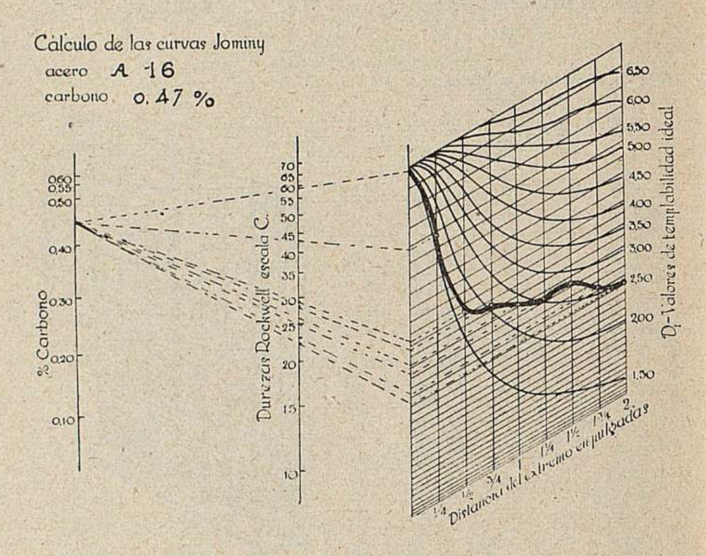
| | | |
|---|---|---|
| Acero A — 1 ... ... ... ... | $D_1$ | indeterminable |
| Acero A ... ... ... ... | $D_1$ | = 4.0 |
| Acero C ... ... ... ... | $D_1$ | indeterminable |
| Acero E ... ... ... ... | $D_1$ | = 6.4 |
| Acero K ... ... ... ... | $D_1$ | = 2.8 |
| Acero LL ... ... ... ... | $D_1$ | = 6.8 |
| Acero N ... ... ... ... | $D_1$ | = 4.2 |
| Acero A — 16 ... ... ... ... | $D_1$ | = 2.5 |






Las curvas nos muestran de manera evidente que el método Donoho tiene sus limitaciones, pues sólo nos da valores interesantes en aceros, con un contenido de carbono similar al del gráfico tomado como patrón; aceros A, LL, M, y A-16; mientras que en los restantes, si bien en los aceros E y K, conseguimos hallar $D_1$, obtenemos curvas muy dispares en todos ellos, comparándolas con las curvas del gráfico.

En cambio, cuando se trate de conocer rápidamente los valores $D_1$ y de vigilar la templabilidad Jominy en aceros del mismo tipo, el gráfico Donoho puede utilizarse con ventaja para descubrir cualquier anomalía que se presente en el curso de una fabricación, pues podremos comparar la curva de templabilidad Jominy de cada colada, con las del gráfico, que se considerarían como normales.

Naturalmente, que ello no debe ser motivo para que aceptemos sin verificación los resultados del cálculo y dejemos de practicar el ensayo de templabilidad Jominy, con todas sus ventajas y limitaciones, puesto que se ha revelado un método sencillo y exacto capaz de facilitarnos datos del mayor interés técnico.

### *RESUMEN*

No se pueden deducir conclusiones generales del presente trabajo, por la gran variedad de materiales estudiados.

Con el mismo se quiso ofrecer a los ingenieros es-





pañoles una recopilación de datos experimentales auténticos, sobre la templabilidad de nuestros aceros, que facilite su utilización racional y económica; datos que manejan hoy en todos los países, de manera habitual, metalurgistas y constructores, como antes se utilizaban los datos de los ensayos de tracción y resiliencia, y que sin desplazarlos, los completan de manera que asegure la elección de los materiales.

Si el conocimiento de nuestras curvas puede rendir —aunque en esfera modesta— algún provecho práctico a nuestra industria, daremos por bien empleado nuestro esfuerzo, que no hubiera sido posible sin el consejo y la colaboración de las personas que nos ayudaron y a quienes expresamos nuestra gratitud.

Barcelona, 12 de mayo de 1950

## BIBLIOGRAFIA


(1) *Metal Progress Data Sheet*, november, 1946.

(2) «*Austenite grain size in Stteels*». A. S. T. M. Designation = E 19-46; pág. 682 del A. S. T. M. Standards 1946, Part. I. A.

(3) *Physical and Mechamical Testing of Tool Sttels*. Metals Handbook, 1948. Edition; pág. 413.

(4) G. V. LUERSSEN: *Trans. Améc. Society for Steel Treating*, 17, 1930, núm. 2.

(5) S. A. KASEJEFF y A. K. JIGALOFF: *Soobsohtsohenija Leningradskogo Institute Metallow*, 1935, núm. 18. 3142-152.

(6) L. GRENET: *Trempe, recuit, cementation et conditions d'emploi des aciers*. Edition 2.ª, 1918; pág. 319.

(7) L. COLOMBIER: *Metallurgie du Fer*. París, 1948; pág. 292.

(8) G. GUZZONI: *Gli Acciai Comuni é Speciali*. 4.ª edición; página 395.

(9) M. A. GROSSMANN: *Templabilidad calculada a partir de la composición química*. Trans. Amer. Inst of Mining and Metallurgical Engineers. Vol. 150 - 1942.

(10) W. E. JOMINY y A. L. BOKGEHOLD: *A Hardenabilitig Test for Carburizing Steel*. Trans. Amer. Soc. for. Metals. Volumen 26 - 1938.

(11) F. JOANXICH: *Determinación de la templabilidad de un acero al carbono por el método de "Jominy"*. 1.ª Asamblea General del Instituto del Hierro y del Acero. 1948.

(12) J. APRAIZ: *Tratamientos térmicos de los aceros*. Patronato de Publicaciones de la Escuela de Ingenieros Industriales. Madrid, 1949.

(13) F. JOANXICH: *Algunos resultados del ensayo de templabilidad "Jominy" en aceros especiales españoles*. XXII Congreso Internacional de Química Industrial.

(14) CHARLES K. DONOHO: *Calculation of Jominy curves*. Metal Progress, september, 1946; pág. 484-B.


*Los reunidos escuchan con interés la lectura de este importante trabajo, y después, por no estar presentes sus autores, se procede a dar lectura, por el Sr. Secretario de la Sección, de los resúmenes de los trabajos que a continuación se reproducen íntegramente:*





# GRUPO V
## SECCIÓN 1.ª

# N.º 179. - DESULFURACION RÁPIDA DEL ACERO

Autor: D. ALEJANDRO GIMÉNEZ SANMARTÍN
Ingeniero Industrial

Tengo el honor de presentar al II Congreso Nacional de Ingeniería este trabajo acerca de la desulfuración rápida del acero. Tema de especialidad, pero de interés general, por el gran consumo de tan fundamental materia y por la importancia que ofrece cualquier procedimiento fácilmente realizable y económico que implique mejora de su calidad. Presento este tema por ruego de la Asociación Nacional de Ingenieros Industriales, que cumplo con verdadero placer.

Encaja dentro de lo que se ha dado en llamar «Metalurgia rápida», de la que ha sido, acaso, el iniciador —y desde luego el propulsor— el francés Mr. Perrin, quien utiliza con normalidad su procedimiento, titulado «Ugine-Perrin», en la fabricación de aceros. Por supuesto, el procedimiento que voy a exponer no tiene relación con el de Perrin.

Este tema del procedimiento para la desulfuración rápida lo expuse en público, por vez primera, ante la primera Asamblea del Instituto del Hierro y del Acero, en Madrid y noviembre de 1948. Sin duda, pudo enterarse Mr. Perrin de los trabajos presentados, y en enero de 1949 escribía a la Sociedad en que presto mis servicios una carta cuyos primeros párrafos decían lo siguiente (y creo no cometer indiscreción al publicarla):

«Nous avons lu avec beaucoup d'intérêt la communication faite par Mr. Alejandro Giménez y Sanmartín à l'Assemblée Générale de l'Instituto del Hierro y del Acero, intitulée: *Un procedimiento para la desulfuración rápida del Acero del Horno "Siemens"*.

»Nous sommes heureux de féliciter l'auteur des résultats obtenus par lui avec les moyens de fortune dont-il disposait.

»Nous nous a permettons, par contre, de ne pas être d'accord avec les conclusions prudentes qu'à formulées Mr. Giménez y Sanmartín, à la suite de ses essais; il écrit, en effet: «¿Podría llegar a ser la calidad del acero fabricado tan buena y regular a la del horno eléctrico básico, supuesto que se emplearan en la fabricación del horno "Siemens" materiales de calidad similar? Creo que no.»

»Ayans, depuis de longues annés l'expérience de productions industrielles à l'aide de laitiers liquides, nous pouvons garantir de par la fabrication de milliers de tonnes dans de grands "Martin" qu'il est possible de produire avec de tels fours, para traitement par scories liquides des aciers, alliés ou non, de cua-





lité équivalent aux trés bons aciers électriques, et ceci avec la plus grande régularité et d'obtenir, en particulier, de très basses teneurs en soufre et oxygène», etcétera.

Hemos copiado estos párrafos no, ciertamente, para confirmar que el procedimiento proporciona acero de calidad; esto sólo es posible determinarlo por repetidos ensayos de Laboratorio y de utilización práctica; lo hemos hecho porque parece que M. Perrin juzgó interesante la exposición sincera de resultados de análisis químicos obtenidos.

## PRIMEROS ENSAYOS

Principalmente fueron dos las razones que me impulsaron a realizar los primeros ensayos, hace varios años. En primer lugar, la falta de chatarra y de lingote de buena calidad, y, después, la circunstancia de encontrarse en la misma nave los hornos «Siemens» y los eléctricos. Merecía la pena realizar la mezcla del acero de los hornos «Siemens» sobre la escoria líquida, que, si resultaba satisfactoria, nos permitiría fabricar un acero «Siemens» de buena calidad y, en otros casos, un acero normal con materiales de carga francamente malos, por desgracia, bastante frecuentes.

Consideraríamos que los resultados eran buenos y, por lo tanto, que el procedimiento era aceptable, si en el acero fabricado se cumplían satisfactoriamente las siguientes condiciones:

1.º Contenido aceptable de azufre (el de fósforo lo era, normalmente) y, por supuesto, inferior al que contenía la colada de horno «Siemens» antes de pinchar; comprobada la homogeneidad del análisis químico en diversas partes de la colada mezclada.

2.º Apreciar, por impresiones de azufre en diversos tochos y partes de los mismos, la calidad del acero fabricado.

3.º Desde luego, reconocer que no existían inclusiones microscópicas anormales —en cantidad ni tamaño— con relación a un acero «Siemens» normalmente fabricado. Confiaba en que debía mejorar en este aspecto la calificación de un acero «Siemens» fabricado por el procedimiento normal.

4.º Ofrecer la seguridad de que no existe tendencia a aumentar el contenido en hidrógeno del acero, haciendo cuidadosa inspección del estado interior de los lingotes, y observando si existen sopladuras en los mismos, manchas brillantes en los perfiles o piezas, etcétera.

5.º Si realmente existía mejora en la calidad del acero, determinada por los procedimientos señalados en los puntos 2.º y 3.º, comprobar los resultados en ensayos mecánicos, transformación, barras, etc., y, finalmente, por el empleo que de él hicieran los clientes.

Es decir, creo que lo puedo decir sin engañarme, nunca dudé de que habría de lograr alguna desulfuración; de lo que no estaba tan seguro era de que no ocurrieran en la cuchara reacciones complejas y de difícil vigilancia que acaso impidieran encajar las coladas con regularidad en sus elementos.

Precisaba, en suma, que se cumplieran los tres últimos puntos.

A continuación, al exponer, en síntesis, lo realizado, forzosamente me he de referir a análisis de escorias, de aceros, temperaturas, resultados, etc.; resultados muy satisfactorios, a mi juicio. Claro es que esto sugiere la comparación con el procedimiento de Perrin o con otro cualquiera.

Nada más lejos de mi ánimo. No entro, no puedo hacerlo, en la comparación de estos resultados con los de Perrin o de otro cualquiera, simplemente porque no tengo datos y resultados para hacerlo.

## ELECCIÓN DEL TIPO DE ESCORIA CON LA QUE HABRÁ DE MEZCLAR EL ACERO

Naturalmente, ésta era una de las primeras cuestiones que precisaba decidir. En los primeros ensayos tuve cierta tendencia a emplear una escoria gris, carburada, y a no utilizar una negra, carburada, cuyas dificultades de todo orden ya preveía.

No puede perderse de vista el que, inevitablemente, pase algo de escoria del horno «Siemens» a la cuchara de mezcla, y aun cuando, en nuestro caso, el análisis de dicha escoria final en el horno «Siemens» era bastante parecida —determinado por los «pancake» y, de vez en cuando, por análisis químico—, es éste un factor que no puede olvidarse.

Todo contribuyó a que me decidiera por una escoria blanca, cremosa y flúida. Hubo otra razón más al observar que simultáneamente a la desulfuración, lograda siempre, sin excepción, podía lograrse pequeña





eliminación de fósforo o, al menos, mantenerlo sin aumento, al utilizar una escoria blanca. Por supuesto, que, en algunos casos, ocurría pequeño aumento en la cantidad total de fósforo de la colada, suceso éste que ya estaba dispuesto a aceptar si se trataba de cantidades poco importantes, antes de comenzar los ensayos. Pero, repito, pude apreciar la posibilidad de conseguir nula o pequeña disminución en la cantidad de fósforo de la colada sin tomar precauciones extraordinarias y mediante el empleo de la referida escoria blanca.

En cuanto al carbono, permanecía sin variación notable. El silicio, con la escoria blanca, disminuye, en general, y el manganeso, aumenta.

Por razones diversas se utilizó, a veces, una escoria blanca grisácea, y así se podrá apreciar más adelante.

## FABRICACIÓN DE LA ESCORIA

No ofrece dificultad. Se fabrica en un horno eléctrico cualquiera, con revestimiento normal y, en nuestro caso, básico, tipo «Heroult» trifásico de producción de acero, de seis toneladas de capacidad. Junto a la escoria se fabrican unas cinco toneladas de la misma clase de acero, en general, que la del «Siemens» al pinchar.

La producción de escoria —sin tener en cuenta su merma— era de 3,50 por 100 del total del acero que se colaba, aproximadamente. Pero este porcentaje no puede ser constante. Es función de los contenidos de azufre de las coladas de los hornos «Siemens» al fundir, y del límite a que se quiera llegar después de la mezcla.

Acero y escoria se vierten sobre la cuchara.

## FABRICACIÓN DE LA COLADA DEL HORNO «SIEMENS»

Es poco diferente de la de una colada normal, en nuestra fábrica.

Se preparan cargas de chatarra y lingote normales y con proporciones de carbono, al fundir, en general, un poco más altas de las normales correspondientes a la clase de acero que se desee fabricar.

Las coladas se fabrican en hornos «Siemens», tipo «Mäerz», básico, fijos, calentados por medio de gas mixto producido en gasógenos «Morgan».

Al final de la colada se desescoria a mano, por las tres puertas de carga o sólo por la central. Indudablemente, esto es un poco penoso. Desde luego, no se puede pensar en lograr un desescoriado total, perfecto, como se hace en el horno eléctrico; pero es que tampoco se tratan de conseguir tan bajos contenidos de fósforo y de azufre como para una colada de buena calidad en el horno eléctrico. Ya hemos dicho anteriormente que es posible, incluso rebajar algo la cifra del fósforo de la colada del «Siemens» al pinchar, fabricando conforme indico, y es sabido que, en general, no suelen ser excesiva o perjudicialmente altos los contenidos de fósforo de las fabricaciones «Siemens» en nuestra región.

Insisto, pues, en que no se puede aspirar a un desescoriado perfecto; pero, espesando la escoria y con cierta práctica, la destreza de los obreros permite desescoriados prácticamente completos.

Al final, antes de pinchar y con anticipación suficiente, se hace la adición de ferrosilicio. Se supone que el resto de los elementos está ya encajado en su especificación y, en caso negativo, es éste el momento de la adición, incluso de los elementos especiales, si los hubiera, o si no se han añadido al horno eléctrico.

El importante aspecto de la regulación de temperatura del acero se realiza con el pirómetro de inmersión.

## FORMA DE REALIZAR LA OPERACIÓN

Se cuela primero la escoria y acero del horno eléctrico; generalmente, con calor algo en exceso sobre la temperatura de colada correspondiente al acero a fabricar, en previsión.

Deben vigilarse los refractarios de la cuchara y, en especial, el que protege la barra del tapón. La composición, fluidez y temperatura de la escoria pueden atacar demasiado a los refractarios de la cuchara, e incluso cortar la citada barra del tapón. La práctica mostrará los medios de evitarlo.

Se coloca entonces la cuchara bajo la sangría del horno «Siemens» y se termina de pincharlo. No debe tenerse excesivamente preparada la sangría, que podría dar lugar, en algún caso, a que se «escapase» antes de llegar la cuchara. Me permito recomendar calma, aun en el caso de tener la certeza de que la sangría del «Siemens» estará «dura» y de que, por lo tanto, costará pinchar. Claro es que todo esto depende de





la situación relativa del horno eléctrico y del «Siemens», temperaturas de ambas coladas, clase de acero que se quiere fabricar, etc.; pero de cinco a diez minutos entre los momentos de ambos pinchados es período de tiempo generalmente aceptable.

Supuesta pinchada la colada del Siemens, procurando hacerlo en chorro grueso, debe evitarse que salga el acero alborotado. Si esto es debido a obstrucción, se podrá arreglar con la misma barra de pinchar. Será inevitable, si es debido al mal estado de la canal de sangría, que siempre se procurará esté en buenas condiciones y bien seca.

El chorro uniforme permite, además, con más seguridad, cumplimentar al gruista de la cuchara de colada los movimientos en ascenso o descenso y aproximación o alejamiento de la cuchara de colada al pico de la canal, que se le puede ordenar con facilidad por medio de gestos con la mano.

La diferencia de altura entre el citado pico de la canal y el nivel medio de la escoria en la cuchara era, en nuestro caso, de 2,50 a 3 metros.

Para evitar que pase a la cuchara el resto de la escoria que no haya sido posible extraer por las puertas o que se haya formado con posterioridad al desescoriado en el horno «Siemens», es recomendable obstruir su salida, hacia el final del pinchado, por medio de una barra cubierta de trapos en el extremo, un rable de madera o, simplemente, la barra de pinchar. Desde luego, no es posible evitar el que pase algo de escoria a la cuchara durante la salida del chorro de acero o hacia el final; pero con estas precauciones pasará una cantidad que, prácticamente, no influirá, y en estas condiciones hemos logrado los resultados que a continuación exponemos y que nos han satisfecho plenamente.

DIVERSOS DATOS.—Ya hemos dicho que han sido muchas las coladas fabricadas por este procedimiento. En los datos que facilitamos omitiremos los resultados obtenidos en las primeras pruebas, y nos limitamos a insertar los de algunas de las doce coladas continuadas en las que se analizaron todas las escorias.

COLADA A:

Análisis de los 4.745 kilogramos de peso de salida del acero del horno eléctrico y de la escoria antes de realizar la mezcla. Análisis de los 21.600 kilogramos de acero del horno «Siemens» antes de pinchar. Análisis de la escoria final de la cuchara después de realizada la operación de mezcla. Análisis final del acero mezclado.

## COLADA A

| Análisis del acero | C | Mn | Ph | S | Si |
|---|---|---|---|---|---|
| Horno eléctrico | 0,36 | 0,30 | 0,016 | 0,008 | 0,22 |
| Horno Siemens | 0,40 | 0,52 | 0,045 | 0,045 | 0,26 |
| Mezclado | 0,39 | 0,49 | 0,035 | 0,020 | 0,25 |

| Análisis de la escoria | $SiO_2$ | $FeO$ | $Al_2O_3$ | $CaO$ | $MgO$ | $MnO$ | $C_2Ca$ | $CaS$ | $CaF_2$ | $P_2O_5$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Antes de mezclar | 16,84 | 0,945 | 2,20 | 57,60 | 10,39 | 0,156 | 0,136 | 1,01 | 10,46 | 0,022 |
| Después de mezclar | 27,26 | 1,197 | 5,76 | 44,86 | 13,41 | 0,630 | 0,042 | 1,05 | 5,50 | 0,034 |

Por lo tanto, ha habido una eliminación de 0,74 kilogramos de carbono, 1,25 kgs. de fósforo y 4,83 kilogramos de azufre, y un aumento de 2,54 kgs. de manganeso y 0,73 kgs. de silicio.

Desde el momento en que se pinchó el horno eléctrico hasta que se pinchó el horno «Siemens» transcurrieron siete minutos y cuarenta segundos.

Desde que se pinchó el horno «Siemens» hasta que se abrió el tapón para colar, cinco minutos y diecisiete segundos.

Las temperaturas se midieron con pirómetro óptico, en el que está determinada la corrección correspondiente.

Temperatura al pinchar del acero en el horno eléctrico, 1.635°.

Temperatura al pinchar del acero del horno «Siemens», 1.635°.





Temperaturas en el pozo, poco después de abrir el tapón y las otras tomadas en las cuartas partes del total del acero de la cuchara, casi exactamente: 1.605°, 1.595°, 1.595°, 1.585° C.

De intento, fué la colada del horno eléctrico excesivamente caliente, en previsión de dificultades. Las temperaturas del pozo, excesivamente elevadas. Hay que tener en cuenta que se trata de las primeras coladas sin vigilancia, entonces tan rigurosa de las temperaturas de colada.

COLADA B:

Se emplea escoria un poco grisácea. Peso a la salida del acero del horno eléctrico, 5.259 kgs. Peso salida del acero del horno «Siemens», 21.600 kgs.

## COLADA B

| Análisis del acero | C | Mn | Ph | S | Si |
|---|---|---|---|---|---|
| Horno eléctrico ....... | 1,49 | 0,21 | 0,027 | 0,008 | 0,17 |
| Horno Siemens ... .... | 1,20 | 0,24 | 0,017 | 0,048 | 0,32 |
| Mezclado ............ | 1,24 | 0,24 | 0,014 | 0,025 | 0,24 |

| Análisis de la escoria | $SiO_2$ | $FeO$ | $Al_2O_3$ | $CaO$ | $MgO$ | $MnO$ | $C_2Ca$ | $CaS$ | $CaF_2$ | $P_2O_5$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ante. de mezclar. | 14,64 | 0,835 | 2,409 | 54,44 | 9,278 | 0,167 | 0,341 | 0,95 | 16,65 | 0,020 |
| Después de mezclar ............ | 27,76 | 0,814 | 5,68 | 44,55 | 10,92 | 0,387 | 0,10 | 1,40 | 8,18 | 0,020 |

Es decir, que se han eliminado 4,50 kgs. de carbono, 1,32 kgs. de fósforo, 4,07 kgs. de azufre y 3,60 kgs. de silicio, y que ha habido aumento de 1,58 kgs. de manganeso.

Duraciones de pinchado a pinchado, y pinchado del horno «Siemens» hasta empezar a colar en el pozo, como en la colada A, 7′ 33″ y 5′ 39″.

Temperaturas:

Eléctrico: 1.535° C.

Siemens: 1.620° C.

Pozo: 1.525°, 1.535°, 1.525°, 1.520° C.

COLADA C:

Vamos a exponer una colada en la que hubo aumento de fósforo total:

Peso a la salida del acero del horno eléctrico, 4.750 kilogramos.

Peso a la salida del acero de horno «Siemens», 21.960 kilogramos.

## COLADA C

| Análisis del acero | C | Mn | Ph | S | Si |
|---|---|---|---|---|---|
| Horno eléctrico ....... | 0,74 | 0,27 | 0,027 | 0,008 | 0,27 |
| Horno Siemens ........ | 0,74 | 0,22 | 0,019 | 0,053 | 0,39 |
| Mezclado ............. | 0,72 | 0,28 | 0,025 | 0,023 | 0,25 |

| Análisis de la escoria | $SiO_2$ | $FeO$ | $Al_2O_3$ | $CaO$ | $MgO$ | $MnO$ | $C_2Ca$ | $CaS$ | $CaF_2$ | $P_2O_5$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Antes de mezclar | 9,30 | 1,148 | 2,28 | 60,64 | 6,967 | 0,141 | 0,065 | 1,16 | 17,96 | 0,048 |
| Después de mezclar ........... | 24,00 | 0,944 | 4,96 | 49,97 | 9,91 | 0,464 | 0,059 | 1,01 | 7,88 | 0,057 |

Por lo tanto, se han eliminado 5,34 kgs. de carbono, 5,87 kgs. de azufre y 31,69 kgs. de silicio, y han aumentado: el manganeso, 13,65 kgs., y el fósforo, 1,22 kgs.

Duraciones de pinchados, como en las coladas A y B: 8′ 17″ y 6′ 30″.

Temperaturas:

Eléctrico: 1.635° C.

Siemens: 1.635° C.

Pozo: 1.555°, 1.656°, 1.545°, 1.535° C.

Los pesos de acero de las coladas del horno eléctrico y del «Siemens» están determinados teóricamente,





suponiendo a las cargas los tantos por ciento de merma de fuego que, con las chatarras y lingotes de calidades parecidas, tenemos determinado. Esto ha resultado bastante exacto, pues la suma de los dos pesos teóricos ha coincidido —en éstas y en el resto de las coladas estudiadas— de forma muy aproximada con el peso de salida en lingotes. Si acaso, este peso de salida ha solido ser algo más bajo que la suma de los teóricos y, por esta circunstancia, quedan reducidos los pocos casos en los que ocurría aumento del fósforo en la operación de mezcla. Pero, dada la exactitud que hemos encontrado en la realidad con el citado peso de salida, hemos preferido ofrecer los resultados calculando las mermas o aumentos con los pesos teóricos.

Creemos que, con los tres resultados ofrecidos, ha podido el lector formar idea de los resultados en relación con las mermas o aumentos de los elementos de la especificación. Acaso sean más interesantes los que ofrecemos a continuación, resumen de 12 coladas continuadas en las que se fabricaron coladas de acero al carbono, de distintos contenidos, con pesos y en condiciones muy parecidas. Los análisis de escorias son media aritmética de los 12 resultados de cada elemento. Sin embargo, la merma o aumento en el peso de los elementos del acero mezclado, con relación a la suma de los componentes correspondientes a las coladas del eléctrico y del «Siemens» están hechas en kilogramos, de donde se han extraído los tantos por ciento que a continuación señalamos:

ANÁLISIS MEDIOS OBTENIDOS DE LOS RESULTADOS DE 12 COLADAS

| | Escoria antes de realizar la operación | Escoria después de realizar la operación |
|---|---|---|
| $SiO_2$ | 11,830 | 28,540 |
| FeO | 1,194 | 1,283 |
| $Al_2O_3$ | 2,111 | 5,593 |
| CaO | 58,640 | 44,900 |
| MgO | 8,011 | 10,628 |
| MnO | 0,250 | 0,810 |
| Ca $C_2$ | 0,184 | 0.072 |
| Ca S. | 0,958 | 1,115 |
| Ca $F_2$ | 16,387 | 6,890 |
| $P_2O_5$ | 0,067 | 0,053 |

Y de estas mismas 12 coladas resulta, al realizar la operación de mezcla con la escoria líquida:

DISMINUCIÓN EN KILOGRAMOS POR CIENTO

| | |
|---|---|
| Del carbono | 1,40 % |
| Del fósforo | 0,48 % |
| Del azufre | 42,77 % |
| Del silicio | 10,31 % |

AUMENTO EN KILOGRAMOS POR CIENTO

| | |
|---|---|
| Del manganeso | 7,15 % |

Para lograr cifras obtenidas de mayor producción se han determinado los aumentos y disminuciones, en kilogramos por ciento, de las 1.000 toneladas de acero, fabricadas por el procedimiento, consecutivas a estas 12 coladas, las cuales dan los resultados siguientes:

DISMINUCIÓN EN KILOGRAMOS POR CIENTO

| | |
|---|---|
| Del azufre | 55,94 % |
| Del silicio | 6,47 % |

AUMENTO EN KILOGRAMOS POR CIENTO

| | |
|---|---|
| Del carbono | 1,62 % |
| Del fósforo | 1,66 % |
| Del manganeso | 0,72 % |

Se observará que las mermas o aumentos expresados son por cada 100 kilogramos que existan de elemento en cuestión.

## CALIDAD DEL ACERO OBTENIDO

Puesto que la eliminación importante del azufre se consigue siempre y con regularidad, se impone el hablar acerca de la calidad del acero obtenido. A mi juicio, proporciona calidad francamente superior a la del horno «Siemens», supuestas cargas iniciales de chatarra y de lingote iguales. Deduciendo esta conclusión de los muchos ensayos de laboratorio, transformación y resultados prácticos obtenidos con acero fabricado por este procedimiento.

Pero conviene hacer constar que la citada calidad se logra si se han tenido en cuenta durante su fabricación todas aquellas condiciones que exige el procedimiento; condiciones que no son de carácter excepcional — por el contrario, sencillas y lógicas—, pero que es natural entrañe, como siempre, un procedimiento especial. Nos estamos refiriendo a la aplicación del procedimiento al acero del horno «Siemens», pues no puedo adelantar, aunque lo suponga, lo que ocurriría aplicado al convertidor.

Alguien me ha objetado que era lógico mejorase la





calidad, ya que se mezclaban aceros del horno «Siemens» y del eléctrico. Es claro que quiero decir que, aun considerando la citada mezcla en proporción, por ejemplo, de cuatro partes de acero «Siemens» a una del eléctrico, la calidad del acero mezclado queda mejorada en mayor proporción.

## POSIBILIDADES QUE OFRECE EL PROCEDIMIENTO

El horno eléctrico en el que se fabrica la escoria puede ser de cualquier tipo de los normalmente empleados para producir acero. Por lo tanto, cuando no se dedica a fabricar las coladas de acero y de escoria puede dedicarse a las fabricaciones normales.

No exige, por lo tanto, ninguna disposición especial ni revestimiento básico distinto del ordinario. La fabricación de la escoria, ni por su clase ni por su cantidad, deteriora el horno eléctrico más de lo ordinario en una colada normal, más bien menos, como es fácil comprender.

Los materiales que forman la escoria son los ordinarios, y no se precisa ninguno especial.

De forma sencilla y con total rendimiento pueden producirse aceros de aleación, cargando chatarras especiales en el horno eléctrico o adicionándole parte o todas las ferroaleaciones.

Éstas y otras ventajas que los aceristas podrán apreciar, pensando en este asunto, nos permiten expresar, creemos que con fundamento, las grandes posibilidades que ofrece el procedimiento aquí esquematizado para la fabricación de aceros.

Abril, 1950.





# N.º 228. - ACERO EN ASTURIAS

Autor: D. SECUNDINO FELGUEROSO NESPRAL
Ingeniero de Minas

El ser Asturias uno de los centros industriales más importantes de España y en el que, en estos momentos, están fijas las miradas con vistas a un posible aumento de producción siderúrgica, nos mueve a hacer algunas consideraciones sobre los sistemas de fabricación de acero referidos a nuestra provincia.

Toda instalación siderúrgica exige profundos y detenidos estudios para su emplazamiento y su disposición general relativa a transporte de primeras materias y de productos terminados. Este complejo problema es realmente sencillo de resolver, precisamente por la gran importancia de sus variantes, que hacen que existan pocas dudas sobre la resolución del mismo.

En cuanto a la instalación técnicamente considerada, es realmente en el momento en que se llega a la fabricación del acero donde se pueden presentar más dudas y más dificultades de acierto, pues aquí las variantes son de más difícil apreciación y, además, circunstanciales, ya que pueden cambiar de un momento a otro por razones completamente ajenas a la voluntad del proyectista, pero éste debe tener en cuenta estas posibilidades y considerarlas a fondo antes de lanzarse a la adopción de un sistema determinado del combustible, del mineral y de la chatarra, con sus variantes de calidades, abundancia o escasez y precios que entran en juego, para determinar cuál es el procedimiento más indicado en cada caso para la fabricación del acero.

Los sistemas actuales de fabricación del acero se condensan en tres grandes grupos: fabricación por retorta soplada (Thomas y Bessemer), con horno «Martín Siemens» y con horno eléctrico.

Este último no entra en juego para las consideraciones que hemos de hacer, pues la producción de acero eléctrico en grandes masas sólo es posible en condiciones determinadas de precio de energía, muy lejos de haber sido alcanzadas en nuestro país. Quedan, pues, los grupos reducidos solamente a los dos primeros mencionados.

En el caso de los hornos «Martin Siemens» existen, como variantes del mismo, los hornos basculantes de gran volumen. Esta variante no afecta al cálculo de los precios de coste que se han de obtener, pues, realmente, el precio de coste obtenido en un horno «Martín» fijo y en uno basculante han de ser del todo similares, ya que el procedimiento no se distingue más que por una instalación mecánica que, en definitiva, ha de aumentar, aunque sea ligeramente el costo del





acero obtenido en un horno basculante sobre el obtenido en un horno fijo de las mismas dimensiones.

Lo que sí es cierto es que el horno basculante puede hacer posible la obtención de acero en horno «Martín Siemens» en condiciones tales que en un horno fijo serían imposibles. Me refiero principalmente al caso en que, por marchar con exceso de lingote y tener que prolongar mucho el afino, pueda ser necesaria una desescoriación primera para, luego, crear otra escoria de afino definitivo.

Esta operación, muy difícil de hacer en un horno fijo, es posible en un horno basculante.

También cuando se trata de grandes capacidades de hornos, la existencia de un horno basculante permite hacer la sangría en calderos distintos, sin que éstos tengan necesidad de tener la capacidad total del horno, lo que mejora las condiciones de la nave de colada, en cuanto a su coste y potencia de grúas.

Para el fin que perseguimos, que es el estudio de unos precios de coste de acero en Asturias con las variantes normales en esta zona, nos limitaremos a estudiar la comparación de un horno «Martín Siemens» y retorta soplada.

Hemos de comenzar por considerar cuáles son las condiciones básicas que determinan la razón indudable de adoptar uno u otro medio, y ver si estas condiciones son las que rigen en Asturias.

Si no existe lingote abundante ni combustible barato y la base de la fabricación de acero es la chatarra, indudablemente sólo cabe el «Martín Siemens».

Si las cantidades de lingote «apropiadas» son abundantes y el combustible para obtener lingote también lo es, en cantidad y precio, y no existe más chatarra que la propia que puede producir la instalación siderúrgica, indudablemente, el sistema que se debe adoptar es el de convertidores.

Son estos puntos, podremos decir, casi axiomáticos en siderurgia.

Si pasamos revista a las condiciones de Asturias, nos encontraremos en la siguiente situación

## COMBUSTIBLES

Se considera a Asturias como la base de la producción hullera española. El carbón no es escaso, pero tampoco puede abastecer a todo el país, y está sujeto a distribución oficial. En estas condiciones, ¿debemos admitir, para la elección del sistema, que el combustible abunda? Debe de tenerse cierta reserva, a no ser que la propia industria siderúrgica cuente con minas propias o que tenga la seguridad de una aportación de carbón de tipo preferente por parte de los Organismos oficiales; esto en las circunstancias actuales. En época de normalidad y libertad comercial puede considerarse Asturias buen lugar para obtener combustible en condiciones mejores que en ninguna otra región de España, y, si la empresa siderúrgica tiene minas propias, mejor aún.

## MINERALES

No está aún perfectamente determinado si los minerales de Asturias existen en grandes cantidades o no; la realidad es que, hasta el momento, solamente se conocen como minerales abundantes los del Cabo de Peñas, y parece ser que la reserva en Asturias, en mayor o menor cantidad, tiene, en su mayor parte, características similares a las de los minerales que en la actualidad se explotan.

Estos minerales, de difícil reducción por su gran compacidad, tienen Ph en cantidad aproximada del 0,5 %; ello quiere decir que el arrabio que puede producirse es alto en Ph, lo que lo hace inservible para el procedimiento «Bessemer», y solamente aceptable para trabajar, o bien en retortas «Thomas» o en hornos «Martín Siemens».

Para trabajar con estos minerales en retortas «Thomas», tiene el inconveniente de que el tanto por ciento en Ph es bajo, puesto que el lingote obtenido escasamente llega al 1 % de Ph, por lo que es necesario para poder ser aplicado en retortas básicas un tanto por ciento de Ph comprendido entre el 1,50 y el 2 %, a lo que podría llegarse solamente con la adición de fosfato, bien importado o bien de la producción nacional de Logrosán.

Produce esto una complicación que, aunque no es insuperable, sí debe de tenerse en cuenta. La aplicación de este lingote para obtener acero en hornos «Martín Siemens» también ofrece serias dificultades, pues la desfosforación en el horno «Martín» sólo se consigue a base de grandes cantidades de escoria que encarecen seriamente la operación, haciéndola mucho





más larga, con serio deterioro del material refractario de los hornos.

Vemos, pues, que los minerales de que disponemos en la actualidad en Asturias no son precisamente de primera calidad y que ofrecen serias dificultades para su tratamiento, pero, como a ellos tenemos que estar supeditados, forzosamente hemos de estudiar cuál sería la forma más indicada para tratarlos.

## CHATARRA

La chatarra en Asturias no es abundante, en cuanto a su producción se refiere, ya que la mayor parte de la consumida en esta provincia es o bien de importación o de otras regiones del país, puesto que aquí, por no existir importantes industrias de transformación, no hay producción local de chatarra. Por otra parte, la chatarra de importación está supeditada a contingencias ajenas a nuestra voluntad y dependientes del mercado exterior, tales como situación de las divisas y competencia de adquisición de dicho producto, de forma que no debemos considerar que existe abundante chatarra en Asturias, aunque tampoco puede desecharse la idea de que, en un momento determinado, pueda haber más o menos abundancia de dicho producto.

Vista la situación en nuestra provincia de los tres productos esenciales, carbón, minerales y chatarra, vemos que no hay ningún punto esencial científico que determine de manera clara cuál ha de ser el sistema de fabricación de acero con los elementos de que en Asturias se dispone.

Toda industria debe estar fundada en un aspecto económico, y esto es lo que hay que estudiar a fondo para determinar la rentabilidad de la misma. Es, pues, necesario establecer precios de costo del acero en los distintos procedimientos para obtenerlo, y ver, ante las variaciones de los mismos, en qué momento es más conveniente uno u otro sistema, y, a la vista de ello, tomar la resolución más apropiada para el caso que se considera.

El precio del acero obtenido en hornos «Martín Siemens» varía sensiblemente, según que las cantidades de chatarra y de lingote de la carga de que se disponga, mantenidos los demás elementos dentro de una uniformidad regular. Los precios obtenidos por el procedimiento «Thomas» no tienen más variación que aquélla que produzca la variación del precio del lingote o de otro de los elementos que entran a formar parte del precio de costo.

Consideraremos todos los precios iguales para ambos casos.

Para obtener la relación de un precio con otro, trazaremos una curva que represente la variación de los precios del acero «Martín Siemens» con relación a la variabilidad del tanto por ciento de chatarra y de lingote.

A base de los precios actuales de primeras materias en Asturias tomamos, para la obtención del acero en horno «Martín Siemens», las siguientes variantes:

80 % de lingote — 20 % de chatarra
50 % de » — 50 % de »
25 % de » — 75 % de »

Los precios de costo actuales serían los siguientes:

### VARIANTE -A-

80 % de lingote (del cual 67 % líquido)
20 % de chatarra.
Pérdidas: 5 % (de retal, 1 % y fuego, 4 %)

| | | Costo por ton en ptas. |
|---|---|---|
| Mano de obra | | 36,56 |
| Almacén | | 15,41 |
| Lingoteras | | 50,77 |
| Piezas varias | | 9,77 |
| Reparaciones (a repartir) | | 95,25 |
| Reparaciones en marcha | | 45,76 |
| Servicios Generales | Energía eléctrica<br>Vapor<br>Transportes<br>Cargas diversas<br>Carbón obreros y empleados | 43,69 |
| Gastos Generales<br>Accidentes | | 14,67 |
| Combustibles | Gas de coque<br>Granza | 79,23 |
| Minerales | Cromo<br>Sobrescobio<br>Batidura L | 20,40 |
| Fundentes | Espato fluor<br>Caliza<br>Dolomía cruda<br>Dolomía fritada | 17,10 |
| Metales | Lingote fosforoso<br>Lingote hematites<br>Hierro fundido<br>Chatarra | 561.20 |
| Ferros | Fe - Mn<br>Fe - Si<br>Al<br>«Spiegel» | 64,00 |
| *Total* | | 1.053.81 |
| Descuento por retal | | 8.75 |
| PRECIO DE COSTE | | 1.045.06 |

## VARIANTE - B -

50 % de lingote — 50 % de chatarra.
Pérdidas: (3,25 % retal, 2,25 % fuego) — Total 5,50 %

| | | Costo por ton. en ptas. |
|---|---|---|
| Mano de obra | | 30,27 |
| Almacén | | 15.41 |
| Lingoteras | | 50,77 |
| Piezas varias | | 9,77 |
| Reparaciones (a repartir) | | 78.91 |
| Reparaciones en marcha | | 37,91 |
| Servicios Generales | Energía eléctrica | 39,75 |
| | Vapor | |
| | Transportes | |
| | Cargas diversas | |
| | Carbón, obreros y empleados | |
| Gastos Generales | | 13,00 |
| Accidentes | | |
| Combustibles | Gas de coque | 69,35 |
| | Granza | |
| Minerales | Cromo | 10,88 |
| | Sobrescobio | |
| | Batidura L | |
| Fundentes | Espato fluor | 9,60 |
| | Caliza | |
| | Dolomía cruda | |
| | Dolomía fritada | |
| Metales | Lingote fosforoso | 471,30 |
| | Lingote hematites | |
| | Hierro fundido | |
| | Chatarra | |
| Ferros | Fe - Mn | 58,77 |
| | Fe - Si | |
| | Al | |
| *Total* | | 895,69 |
| Descuento por retal | | 5.60 |
| PRECIO DE COSTE | | 890.09 |

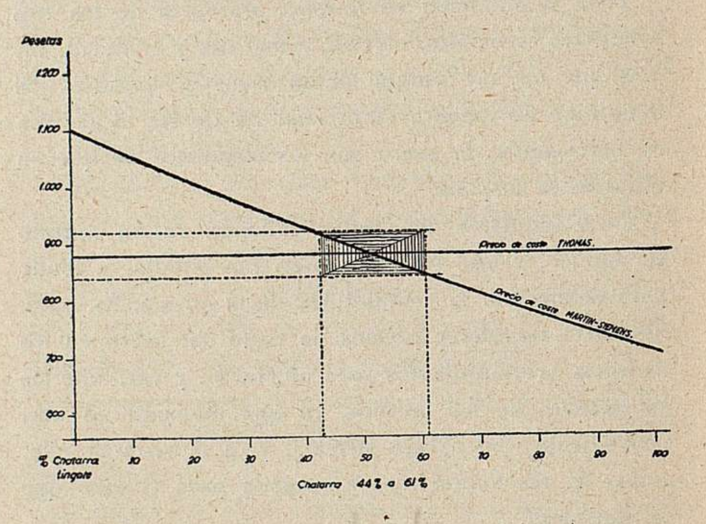
## VARIANTE - C -

25 % de lingote — 75 % de chatarra.
Pérdidas: 7 % (5 % fuego — 2 % retal).

| | | Costo por t on en ptas. |
|---|---|---|
| Mano de obra | | 29,60 |
| Almacén | | 15,41 |
| Lingoteras | | 50,77 |
| Piezas varias | | 9,77 |
| Reparaciones (a repartir) | | 77,20 |
| Reparaciones en marcha | | 37,08 |
| Servicios Generales | Energía eléctrica | 39,20 |
| | Vapor | |
| | Transportes | |
| | Cargas diversas | |
| | Carbón, obreros y empleados | |
| Gastos Generales | | 12,64 |
| Accidentes | | |
| Combustibles | Gas de coque | 54.53 |
| | Granza | |
| *Suma y sigue* | | 326,20 |

| | | Costo por ton. en ptas. |
|---|---|---|
| *Suma anterior* | | 326,20 |
| Minerales | Cromo | 4,08 |
| | Sobrescobio | |
| | Batidura L | |
| Fundentes | Espato fluor | 6,75 |
| | Caliza | |
| | Dolomía cruda | |
| | Dolomía fritada | |
| Metales | Lingote fosforoso | 403,10 |
| | Lingote hematites | |
| | Hierro fundido | |
| | Chatarra | |
| Ferros | Fe - Mn | 55,74 |
| | Fe - Si | |
| | Al | |
| *Total* | | 795,87 |
| Descuento por retal | | 3,50 |
| PRECIO DE COSTE | | 792,37 |

Con estos resultados obtenemos la curva indicada en la figura adjunta, en la que se ve que los precios ascienden rápidamente, según se aumenta el porcentaje del lingote en los hornos «Martín», lo cual nos lleva a considerar que tiene que haber algún punto en el que el horno «Martín» no resulte tan económico como otro procedimiento, en el cual el costo es fijo con los mismos precios de primeras materias.




Ya hemos visto que el mineral de Asturias puede ser apropiado para la fabricación de un lingote útil para la aplicación de retortas «Thomas», siempre que al lecho de fusión se le pueda agregar alguna cantidad de Ph, bien en forma de fosfatos o con minerales muy altos en dicho elemento.

Vamos a considerar cuál sería el precio de coste del acero obtenido por este sistema, y llegaremos a los siguientes resultados:

PRECIO DE COSTO DEL ACERO DULCE OBTENIDO POR EL PROCEDIMIENTO «THOMAS» EN LA CUCHARA DE COLADA

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Fundición «Thomas» del mezclador ... | 1.090 | 653,— | 708,50 |
| Chatarras ... | 19 | 310,— | 5,89 |
| Despuntes ... | 26 | 310,— | 8,06 |
| Fe-Mn 78/82 % ... | 5,56 | 5.800,— | 32,25 |
| Fe-Si 50 % ... | 0,28 | 3.800,— | 1,06 |
| Cal de acerería ... | 154 | 133,— | 20,48 |
| Hulla para calefacción de las adiciones ... | 1,6 | 235,— | 0,25 |
| Conservación del revestimiento ... | | | 24,04 |
| Idem del material, accesorios y utillaje ... | | | 0,75 |
| Suministros diversos ... | | | 1,25 |
| Desescoriado, manipulación de las escorias ... | | | 2,65 |
| Fuerza motriz: máquina soplante: | | | |
| Maniobras hidráulicas ... / Manipulación cucharas fundición | | | 60,00 |
| Mano de obra, vigilancia y cargas sociales ... | | | 5,00 |
| | | | 870,18 |
| A deducir: Escoria de defosforación 250 (120-60) ... | | | 50,00 |
| TOTAL ... | | | 820,18 |

PRECIO DE COSTO DE ESTE ACERO EN TOCHOS APTOS PARA SER LAMINADOS

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Acero dulce líquido ... | 1.024 | 820,18 | 839,86 |
| Aluminio ... | 0,025 | 12.000,00 | 0,30 |
| Lingoteras ... | 6,5 | 2.002,47 | 13,01 |
| Bases, piezas varias ... | 0,5 | 5.150,00 | 2,57 |
| Conservación de las cucharas de de acero: | | | |
| Ladrillos refractarios ... | 5,5 | 750,00 | 4,12 |
| Colí ... | 1,6 | 670,00 | 1,07 |
| Busas y vástagos ... | | | 2,00 |
| Coque de recalentamiento ... | 1,5 | 235,00 | 0,35 |
| Mano de obra ... / Conservación, utillaje... | | | 3,00 |
| Conservación del material accesorio, herramental ... | | | 1,15 |
| Suministros diversos ... | | | 1,65 |
| Desescoriado, manutención de las escorias ... | | | 0,30 |
| *Suma y sigue* ... | | | 869,38 |

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| *Suma anterior* ... | | | 869,38 |
| Fuerza motriz: | | | |
| Grúa de colada... / Maniobras de «trucks» ... / Deslingotadora... / Varios ... | | | 4.00 |
| Probetas de ensayo (personal de ensayos, Laboratorio, etc.)... | | | 0,40 |
| Mano de obra, colada, y desmoldeo, vigilancia, etc., y cargas sociales ... | | | 5,00 |
| *Suma* ... | | | 878,78 |
| A deducir: | | | |
| Retal lingoteras ... | 13,2 | 175 | 6,52 |
| Id. piezas varias bases, etc.... | 2,1 | | |
| Retal de acero ... | 22 | | |
| TOTAL ... | | | 872,26 |

COSTES PARCIALES CONSIDERADOS PARA LLEGAR AL PRECIO ESTABLECIDO DE 872,26 DEL ACERO «THOMAS»

*I.—Fundición "Thomas" a la salida del mezclador inactivo.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Fundición «Thomas» líquida, de horno alto (con fosfatos) ... | 1.012 | (620 — 10) | 637,56 |
| Manutención de la fundición líquida ... | — | — | 5,00 |
| Conservación del revestimiento ... | — | — | 1,95 |
| Grandes reparaciones ... | — | — | 0,68 |
| Suministros diversos ... | — | — | 0,97 |
| Desescoriado, manipulación, escorias, etc. ... | — | — | 0,16 |
| Fuerza motriz (cilindros, motores, etc., conservación) ... | — | — | 0,92 |
| Mano de obra, vigilancia, etc. y cargas sociales ... | — | — | 2,70 |
| TOTAL ... | | | 649,94 |

P. DE ORDEN 653 PTAS./T.

*II. Dolomía fritada.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Dolomía cruda ... | 1.921 | 41 | 78.76 |
| Coque ... | 548 | 235 | 128,78 |
| Conservación del revestimiento ... | — | — | 13,86 |
| Grandes reparaciones ... | — | — | 0,68 |
| Suministros diversos ... | — | — | 0,48 |
| Desescoriado, manipulación de escorias, etc. ... | — | — | 0,16 |
| Fuerza motriz (ventilador, montacargas, etc., conservación) ... | — | — | 2,25 |
| Mano de obra, vigilancia, etc. y cargas sociales ... | — | — | 60,00 |
| TOTAL ... | | | 284,97 |

P. DE ORDEN 300 PTAS./T.

III.—*Mortero básico magro para ladrillos y apisonado.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Dolomía fritada | 512 | 300 | 153,60 |
| Viejos ladrillos dolomía y dolomía, demolición de revestimientos | 410 | 125 | 51,25 |
| Alquitrán deshidratado | 79 | 400 | 31,60 |
| Triturado, malaxado y molido: | | | |
| Fuerza motriz, calentamiento, conservación y reparaciones | — | — | 66,00 |
| Suministros diversos | — | — | 1,80 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales | — | — | 25,00 |
| TOTAL | | | 329,25 |

P. DE ORDEN 335 PTAS./T.

IV.—*Mortero básico graso para fondos.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Dolomía fritada | 902 | 300 | 270,60 |
| Alquitrán deshidratado | 99 | 400 | 39,60 |
| Triturado, malaxado y molido: | | | |
| Fuerza motriz, calentamiento, conservación y reparaciones | — | — | 78,25 |
| Suministros diversos | — | — | 1,80 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales | — | — | 26,30 |
| TOTAL | | | 416,55 |

P. DE ORDEN 425 PTAS./T.

V.—*Ladrillos de dolomía.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Material básico, magro | 1.000 | 335 | 335,00 |
| Conservación del material | — | — | 6,35 |
| Suministros diversos | — | — | 4,02 |
| Fuerza motriz prensa ladrillos | — | — | 29,18 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales | — | — | 62,84 |
| TOTAL | | | 437,39 |

P. DE ORDEN 450 PTAS./T.
EN DOLOMIA ESTABILIZADA 815 PTAS./T.

VI.—*Fondo para convertidor básico de 12/15 tons.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Mortero básico, graso | 3.485 | 425 | 1.491,15 |
| Varillas de madera | — | — | 120,00 |
| Hulla para cocción | 545 | 235 | 128,07 |
| Moldes de fundición | 105 | 5.150 | 540,75 |
| *Suma y sigue* | | | 2.279,97 |
| *Suma anterior* | | | 2.279,97 |
| Conservación del material y estufas | — | — | 34,80 |
| Suministros diversos | — | — | 16,05 |
| Fuerza motriz: máquina de apisonar y aparatos de manipulación | — | — | 65,87 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales | — | — | 127,60 |
| *Suma* | | | 2.524,29 |
| A deducir por chatarra de los moldes de fundición | 101 | 175 | 17,67 |
| TOTAL | | | 2.506,62 |

P. DE ORDEN 2.520 PTAS. U.

VII.—*Cal* (tomaremos su precio normal de mercado).

133 PESETAS/T

VIII.—A base de estos datos teóricos, podremos establecer una cifra hipotética de gastos de conservación de un revestimiento de convertidor básico para capacidad de 12/15 tons., tomando como valores prácticos:

| | |
|---|---|
| Número de fondos | 4 |
| Número de coladas | 141 |
| Producción total, acero líquido, toneladas | 1.750 |
| Producción media por colada, toneladas | 12 |

A) *Construcción del revestimiento.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. | |
|---|---|---|---|---|
| Ladrillos básicos (dolomía estabilizada) | 16.820 | 815 | 13.708,30 | |
| Mortero magro para apisonado | 21.650 | 335 | 7.252,75 | |
| Fondo estufado | | | 2.520,00 | |
| Alquitrán deshidratado para juntas | 45 | 400 | 18,00 | |
| Ladrillos aluminosos y colí | 295 | 850 | 250,75 | |
| Madera de encendido | 460 | 250 | 115,00 | |
| Coque de cocción | 4.225 | 235 | 992,87 | |
| Conservación, grandes reparaciones | | | 515,00 | |
| Herramental | | | 85,00 | |
| Suministros diversos | | | 165,00 | |
| Fuerza motriz: máquina soplante. Maniobras hidrálicas | | | 3.415,00 | |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales | | | 2.200,00 | |
| *Suma* | | | 31.237,67 | |
| A deducir: | | | | |
| Ladrillos viejos | 14.800 | 200 | 2.960 | 3.128,00 |
| Coque semi-quemado | 1.120 | 150 | 168 | |
| TOTAL | | | | 28.109,67 |

B) *Substitución de 3 fondos.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| 3 fondos estufados ... ... ... ... ... | | | 7.560,00 |
| Dolomía para juntas ... ... ... ... | 570 | 300 | 171,00 |
| Alquitrán deshidratado para juntas ... ... ... ... ... ... ... ... | 230 | 400 | 92,00 |
| Coque de recalentamiento ... ... ... | 6.875 | 235 | 1.615,72 |
| Conservación ... ... ... ... ... ... | | | 112,00 |
| Herramental ... ... ... ... ... ... ... | | | 42,00 |
| Suministros diversos ... ... ... ... | | | 55,00 |
| Fuerza motriz: máquina soplante. Maniobras hidráulicas ... ... ... | | | 1.148,00 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales ... ... ... ... ... | | | 2.920,00 |
| *Suma* ... ... ... ... ... ... ... ... | | | 13.715,72 |

A deducir:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Dolomía vieja ... ... ... | 1.260 | 125 | 157.50 | 547,50 |
| Coque semi-quemado ... | 2.600 | 150 | 390 | |
| TOTAL ... ... ... ... ... ... ... ... | | | | 13.168,22 |

C) *Reparaciones del revestimiento y del fondo.*

| | Peso kgs. | Precio Ptas./t. | Costo Ptas./t. |
|---|---|---|---|
| Mortero graso ... ... ... ... ... ... ... | 340 | 425 | 144,60 |
| Ladrillos aluminosos y colí ... ... | 360 | 850 | 306,00 |
| Madera de encendido ... ... ... ... | | | 13,75 |
| Suministros diversos ... ... ... ... | | | 28,00 |
| Fuerza motriz: maniobras hidráulicas ... ... ... ... ... ... ... ... ... | | | 95,00 |
| Mano de obra, vigilancia, etc., y cargas sociales ... ... ... ... ... | | | 220,00 |
| TOTAL ... ... ... ... ... ... ... ... | | | 807,35 |
| TOTAL GENERAL ... ... ... ... ... | | | 42.065,24 |

Gasto de revestimiento por colada ... ... ... ... ... ... ... 298,33

Gasto de revestimiento por tonelada de acero líquido. 24,04

* * *

El precio del acero «Thomas» queda representado en la figura por la línea horizontal.

Teóricamente, debíamos considerar que, a partir del punto de unión de las dos curvas, estaba más indicado un procedimiento que otro, según se considerase un porcentaje de chatarra superior o inferior al 50 %.

Esto no responde a la realidad, puesto que es indudable que el horno «Martín Siemens» tiene elasticidad mayor y que admite porcentajes de chatarra muy variables, y, como quiera que la variación de porcentaje de chatarra en la carga está supeditada a circunstancias ajenas a nuestra voluntad, debemos considerar que el procedimiento «Martín Siemens» está indicado, aun en casos en los que los precios de uno y de otro sistema sean favorables al «Thomas», pues las circunstancias pueden cambiar en un momento determinado, y siempre sería más económica la marcha con una instalación que permitiera el trabajo con porcentajes muy distintos a los considerados, pero esto, naturalmente, dentro de ciertos límites, ya que, si el porcentaje de lingote que se ha de cargar en los hornos de acero es muy elevado, la diferencia de precio de costo es tan considerable, que será necesario estudiar la conveniencia de adoptar decididamente el procedimiento «Thomas» para la obtención del acero, o tener una parte de la producción que se desea obtener con el procedimiento «Thomas», y otra con el procedimiento «Martín Siemens».

Esta solución parece la más indicada en nuestra región, ya que la existencia de retortas nos permite consumir gran cantidad de lingote fosforoso y, a la vez, producir el 20 % de dicho lingote de chatarra, que, junto con lo que se puede obtener del resto del acero o adquirido, permitirá, con los hornos «Martin» tener una marcha sumamente económica, a base de alto porcentaje de chatarra.

Si la variación de las circunstancias permitiera aumento grande en el porcentaje de chatarra, se forzaría la marcha en los hornos «Martín», con lo que, a su vez, aumentaría su producción y disminuiría el costo, y, si las circunstancias fueran a la inversa, se reforzaría la marcha de las retortas «Thomas» todo cuanto fuese necesario, y se dedicarían los hornos «Martín» a trabajar en las condiciones mejores posibles con chatarra obtenida en la propia fábrica.

Podemos decir, como resumen, que, cuando se trata de determinar cuál ha de ser el sistema de fabricación de acero en Asturias, es necesario considerar cuáles han de ser las cantidades de chatarra de que se ha de disponer, así como las de combustible, lo que nos indica que, en condiciones normales, de no disponer de chatarra y sí de combustible y de minerales fosforosos, es indicado el doble procedimiento de horno «Martín» y de retortas «Thomas».

Si creemos que ha de existir chatarra abundante y

no se dispone de combustible, los hornos «Martín» son los indicados.

De todas formas, hay una zona de precios y de porcentajes de disponibilidades de primeras materias en la cual la variación de precios no debe tenerse en cuenta, y solamente ha de considerarse utilizable el horno «Martín», por su mayor elasticidad.

La amplitud de esta zona señalada como sombreada en nuestra curva, es el proyectista el que debe de apreciarla con las máximas garantías, ya que del acierto en la elección del sistema dependerá el buen éxito o el fracaso de la empresa.

Abril de 1950.

*Se levanta la sesión, agotado el temario del orden del día, a las dos y media de la tarde.*

# SECCIÓN 2.ª




FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

### II CONGRESO NACIONAL DE INGENIERÍA
(28 de mayo a 3 de junio de 1950)

### ACTA DE LA SESIÓN CELEBRADA EL DÍA 29 DE MAYO DE 1950

*Se abre la sesión a las 10 horas de la mañana, y se constituye la Mesa con la Presidencia del Ilmo. Sr. D. Manuel Lora Tamayo, Doctor en Ciencias; Vicepresidencia de D. Carlos Abollado Aribau, Ingeniero Industrial, y actúa de Secretario D. Juan José Miraved del Valle, Ingeniero de Minas.*

*Comiénzase por la lectura del siguiente trabajo:*

# N.º 37. - Aplicaciones industriales de la transformación isotérmica de la austenita

Autor: D. MANUEL TORRADO VARELA
Capitán de Artillería

Los trabajos realizados por los franceses para el estudio de la transformación anisotérmica de la austenita fueron continuados por los americanos, quienes, introduciendo la noción de transformación isotérmica, hicieron que se diera un gran paso en el conocimiento del fenómeno. Asimismo, los alemanes han realizado muchos experimentos en este sentido.

La cantidad de austenita descompuesta en condiciones isotérmicas se puede expresar en función de la temperatura y del tiempo, y, con ello, se obtienen las curvas isotérmicas o cronográficas o las isocronas, respectivamente.

Sin embargo, para el conocimiento perfecto de la transformación isotérmica de un acero, se precisa gran número de curvas cronográficas, cuya consulta no es cómoda, por lo que se recurrió a reunir en un diagrama los resultados obtenidos en ella. En este diagrama las abscisas son el logaritmo del tiempo, y las ordenadas, las temperaturas.

La primera curva de este género fué trazada, en 1930, por Bain y Davenport, célebres metalúrgicos de la «United Steel Corporation Research Laboratory» para un acero al carbono, eutectoide, y tenía aspecto de «S»; de ahí su denominación de curva en «S». Pero por haberse observado posteriormente que esa forma en «S» es excepcional, se le dió el nombre de «T. T. T.», abreviatura de «Transformación-Tiempo-Temperatura».

Estas curvas, que representan, en realidad, la cantidad de austenita descompuesta a una temperatura y en





un tiempo dados, han sido denominadas por el célebre sabio francés Mr. Portevin (académico correspondiente en París de la Real Academia de Ciencias y Artes de Barcelona), como curvas «isausteníticas».

Los métodos utilizados para la determinación de la citada curva en «S» o «T. T. T.» pueden ser discontinuos o continuos. Figura entre los primeros, el micrográfico, el de determinación de durezas, incluyendo en él el ensayo dinámico para determinar la dureza en caliente de los Sres. Enos, Peer y Holzworth, aplicable hasta temperaturas de 600º, y el de la determinación cuantitativa de la austenita, por su densidad, basado en el conocido fenómeno de que la red cúbica de cara centrada de la austenita es más densa que la red de malla centrada del hierro $\alpha$.

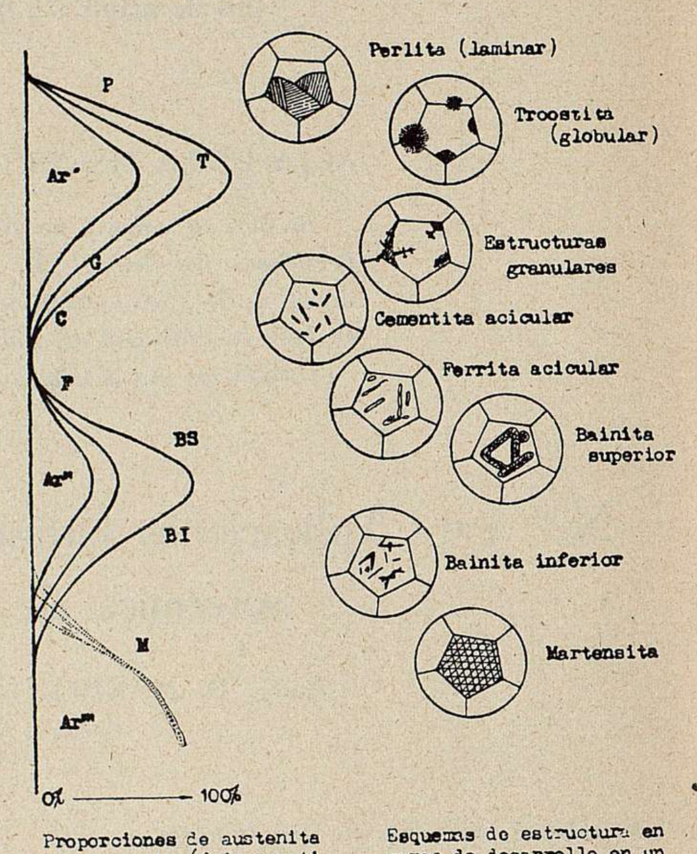
Los métodos continuos, corrientemente empleados, son los dilatométricos y los magnéticos; los primeros, como es sabido, empleados ya de antiguo, para la determinación de los puntos críticos, y los segundos, que se fundan en la aparición del magnetismo que acompaña a la transformación $\gamma - \alpha$.

También se emplean, a veces, los métodos basados en la resistividad, que aprovechan la propiedad de que la precipitación de un agregado en una disolución sólida lleve consigo disminución en la resistividad de la muestra, y el que se funda en la fuerza termoeléctrica, muy sensible para revelar débiles variaciones del estado estructural de un metal.

La obtención de las curvas «isausteníticas» por cualquiera de los métodos citados, ha permitido conocer perfectamente la morfología de los agregados formados en la transformación isotérmica de la austenita, y se ha llegado a la conclusión de que (fig. 1, según Portevin) en la Zona Ar', nos encontramos con perlita y troostita, ya conocidas de antemano, a las que Jolivet añade las «granulitas» formadas en la región más baja de esta Zona, que han sido estudiadas, además, por Belaiew y Bain, y se ha llegado a la conclusión de que este constituyente de estructura permite en un acero alto de carbono conseguir características similares a las de las espadas de Damasco, en las que, como ya se sabe, se encuentran reunidas gran dureza con gran tenacidad, como consecuencia de una mezcla de carburos finos que aseguren la templabilidad de la matriz, con carburos de mayores dimensiones, que aseguren la dureza.

En la Zona Ar'', que es la menos conocida, no se suele precisar de manera bien clara la diferencia entre la «bainita inferior» y la «bainita superior», aun cuando sus estructuras son muy diferentes.

Es muy interesante para nosotros la «bainita inferior», de estructura muy fina y que puede conferir propiedades similares a las de la martensita, y hasta superiores, si el revenido de aquélla corresponde a la Zona de fragilidad.




Proporciones de austenita descompuesta (ó de constituyente formado) después de una permanencia isotérmica de duración constante

Esquemas de estructura en curso de desarrollo en un grano de austenita en las diversas zonas térmicas indicadas en las curvas.

Fig. 1

La Zona Ar'' principia a la temperatura Ms, en la que se inicia la transformación de la austenita en martensita. Es independiente de la velocidad de enfriamiento, y termina a la temperatura $M_f$ que corresponde al fin de la transformación.

En esta Zona no existen períodos de nucleación y de crecimiento y se produce rapidísimo cambio de disposición de los planos atómicos de la austenita, se transforma la retícula cúbica de caras centradas del hie-

rro γ en martensita, ya conocida, de retícula tetragonal de cuerpo centrado, con pequeñas cantidades de carbono en los espacios intersticiales.

Las consecuencias prácticas que cabe deducir de esta Zona Ar‴ son, especialmente, la posibilidad de evitar la indeformabilidad de las piezas que han de ser sometidas a temple enérgico, eliminando o atenuando las tensiones, macroscópicas intercristalinas e intracristalinas, que se producen en la transformación de la austenita en martensita.

Resumiendo, pues, las aplicaciones industriales del conocimiento de las curvas de transformación isotérmicas, son las siguientes:

La Zona Ar′, nos sirve para la correcta aplicación del recocido isotérmico, pues nos define las temperaturas y el tiempo a que han de permanecer las piezas (muy inferiores a las del recocido normal) para conseguir perlita, que se desea sea esferoidal, en el recocido de útiles de acero indeformable y en bolas de rodámenes con calentamiento de austenitización de 700 a 800° C y enfriamiento a 680°-700° C.

De las «granulitas» ya hemos hablado con anterioridad.

Por su parte, la Zona Ar″ nos interesa desde el punto de vista práctico, por ser la correspondiente al «austempering» o «temple bainítico» que nos permite lograr «bainita inferior», la cual con la misma o parecida dureza a la martensita, tiene resiliencia superior, como puede observarse en la fig. 2.

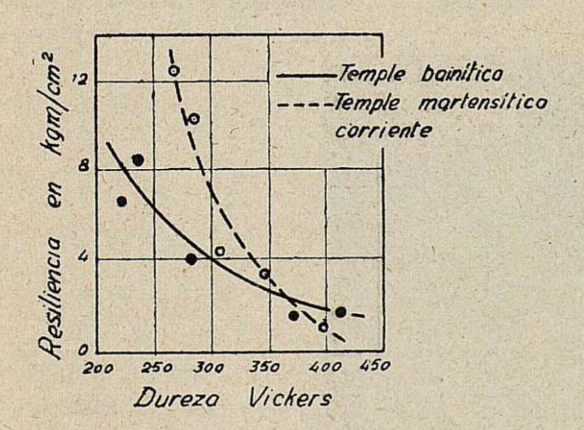



Fig. 2

*Variaciones de dureza y de resiliencia en un acero de 0,30 % de carbono y 1,50 % de manganeso, después de temple bainítico y temple martensítico.*

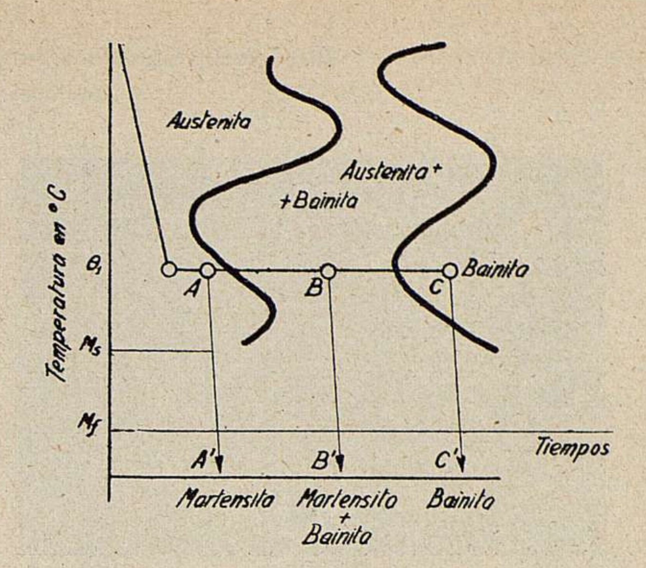



Fig. 3

*Esquema de tratamientos isotérmicos.*

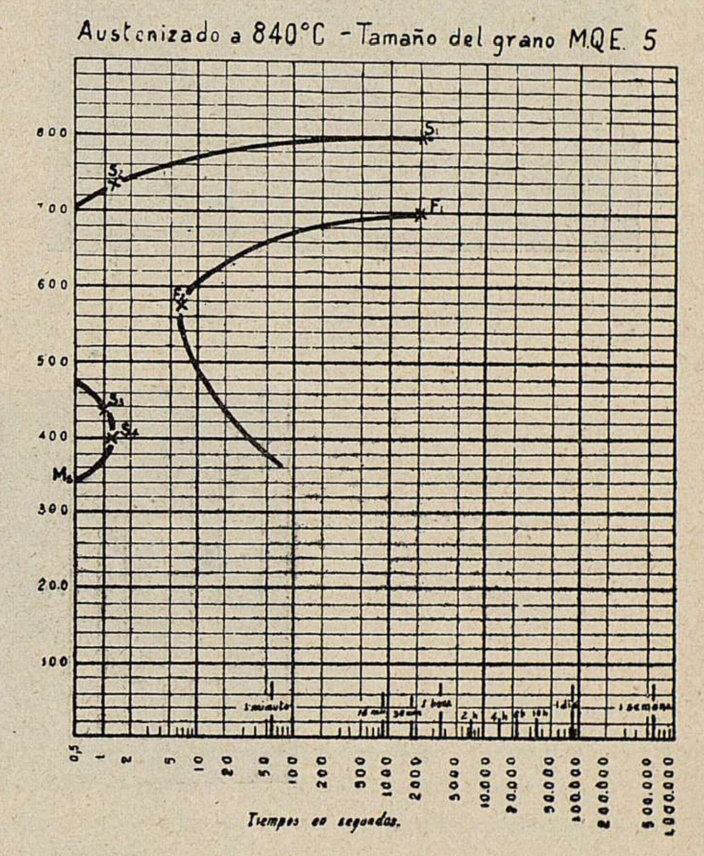



Fig. 4

Micrografías obtenidas para el trazado de la curva T. T. T. del acero 135 I. H. A.



FIG. 5
5 *minutos a* 795° (× 500)
*Nital* 1 %



FIG. 6
1 *minuto a* 750° C (× 500)
*Nital* 1 %



FIG. 7
15 *minutos a* 750° *C* (× 500)
*Nital* 1 %

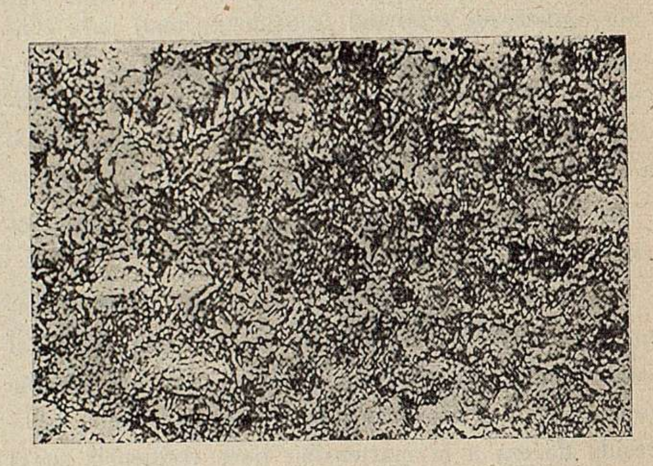


FIG. 8
1 *minuto a* 275° (× 500)
*Nital* 1 %

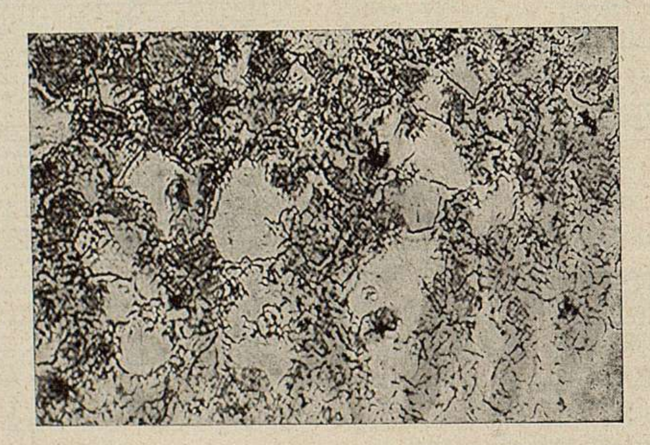


FIG. 9
1 *segundo a* 250° (× 500)
*Nital* 1 %

Las aplicaciones prácticas de la Zona Ar''' son muy interesantes y, aun cuando el «martempering» o «marquenching» (denominación en la que reina cierta confusión) no son tratamientos isotérmicos propiamente dichos, toda vez que la transformación de la austenita se realiza durante el enfriamiento, se consideran como tales, por ser necesario que la pieza permanezca durante algún tiempo a temperatura superior a Ms.

En realidad, este tratamiento no aumenta de manera directa las características mecánicas, pero las mejora, indudablemente, al evitar deformaciones y grietas y atenúa las tensiones residuales propias de la transformación, como ya hemos dicho con anterioridad.

En la fig. 3 puede verse un esquema de tratamientos isotérmicos.

* * *

Entrando ya de lleno en las aplicaciones industriales de la transformación isotérmica de la austenita, diremos que la Sección de Metalurgia y Metalografía del Instituto de Investigaciones Técnicas está realizando por encargo del Instituto del Hierro y del Acero trabajos para trazar las curvas «en S» de los aceros finos de construcción, nacionales. La figura 4 es la correspondiente a un acero al carbono de 0,38 % de este elemento.

Como aspectos interesantes del proceso de su trazado, adjuntamos las micrografías números 5, 6, 7, 8 y 9 obtenidas en las circunstancias que se indican a continuación:

| Figura | Tiempos | Temperaturas | Dureza Rc | Aumentos | Enfriamiento final |
|---|---|---|---|---|---|
| 5 | 5 minutos | 795° C | 55 | 500 | En agua. |
| 6 | 1 » | 750° C | 55 | 500 | » |
| 7 | 15 » | 750° C | 46 | 500 | » |
| 8 | 1 » | 275° C | 19 | 500 | » |
| 9 | 1 segundo | 250° C | 26 | 500 | » |

El disponer de estas curvas nos permite, como es sabido, aprovechar las características que se obtienen con los diferentes constituyentes de estructura, y, por creerlos interesantes, indicaremos a continuación algunos casos prácticos.

## EJES DE PEQUEÑO DIÁMETRO DENTADOS EN SU PARTE MEDIA

Estos ejes (fig. 10) fabricados en acero S. A. E. 4.620, cuya composición química es:

| | |
|---|---|
| Carbono | 0,20 % |
| Manganeso | 0,55 % |
| Níquel | 1,80 % |
| Molibdeno | 0,25 % |

necesitan ser templados una vez totalmente mecanizados, ya que la dureza conseguida después de temple no permite el tallado del dentado.

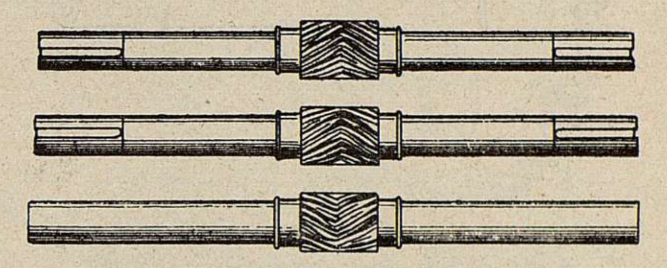


Fig. 10

*Ejes dentados para engranajes a gran velocidad.*

Su proceso de fabricación es el siguiente:

Mecanizado de desbaste.

Eliminación de tensiones por revenido a 650° C.

Mecanización de terminación y tallado de los dientes.

Cementación gaseosa a 930° C.

*Temple en baño de sal a 200° de cinco a ocho minutos*

Revenido a 150°.

Con esto conseguimos:

En la capa cementada una dureza de 62 a 64 Rockwell C y 28 a 32 Rockwell C en el núcleo.

Las deformaciones son inapreciables en los dientes y en el eje, del orden de 0,05 a 0,10 mm. y es posible el enderezado en caliente antes del revenido.

## RUEDA DENTADA CON EJE

Se procura en estas ruedas (fig. 11) conseguir en la capa cementada una dureza mínima Rockwell C de 58. El núcleo debe conservar dureza, que permita su mecanización.





El acero de estas piezas es un S. A. E. 3312 cuya composición química es:

| | |
|---|---|
| Carbono ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,12 % |
| Manganeso ... ... ... ... ... ... ... | 0,45 % |
| Níquel ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 3,5 % |
| Cromo ... ... ... ... ... ... ... ... | 1,5 % |

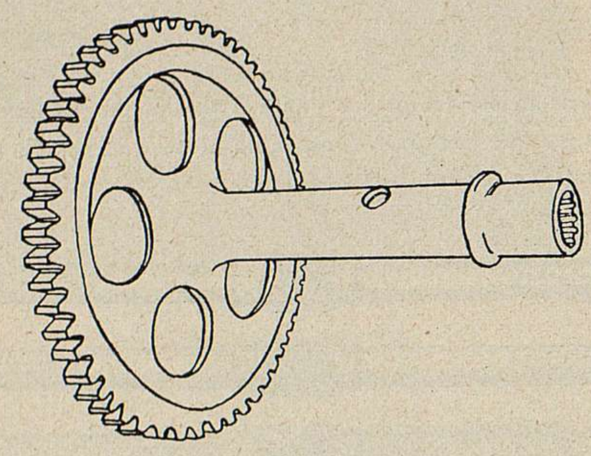


Fig. 11
*Rueda dentada para transmisión de grandes esfuerzos a gran velocidad*

En este caso y, como quiera que con el «martempering» o «marquenching» la dureza del núcleo estaría comprendida entre 39 y 43 Rockwell C, que no permite el mecanizado, hubo necesidad de recurrir a un tratamiento térmico especial, que indicaremos más adelante.

El proceso de fabricación fué el siguiente:

Normalización después del estampado.

Desbastado.

Eliminación de tensiones por revenido a 650° C.

Terminación del dentado.

Cementación gaseosa a 930° C.

Enfriamiento rápido hasta 800° C.

*Temple de baño de sal a 540° C. con permanencia en el mismo de tres a cinco minutos.*

Enfriamiento al aire y revenido a 150° C.

Mecanización de terminación del eje.

Con ello se logró:

Una dureza en la capa cementada de 61 a 63 Rockwell C y en el núcleo de 33 a 35 Rockwell C, con tan sólo una deformación de 0,06 mm. y con suficiente mecanibilidad para el terminado de la pieza.

PIEZAS CEMENTADAS DE LA FÁBRICA «RENAULT»

Por considerarlo de gran interés, vamos a mencionar una comunicación presentada por Mr. Chevenard en la Academia de Ciencias Francesas, a propósito de un tratamiento isotérmico, realizado por Mr. Pomey, de la fábrica «Renault». En dicha comunicación, se informaba de que el rendimiento en trabajo de las piezas de un mecanismo es tanto mejor cuanto la estructura de las mismas permita conseguir la repartición simultánea de tensiones en todas las fibras. Se propone el endurecimiento de las capas superficiales para provocar tensiones de contracción, y a fin de evitar la eliminación de las mismas en posteriores operaciones, someter al tratamiento correspondiente las piezas totalmente mecanizadas, sin que se produzcan deformaciones que las hagan inservibles.

Para ello, se realiza un tratamiento isotérmico a fin de conseguir bainita en el interior de la pieza, la cual, con su rigidez, se opondrá a las deformaciones que acompañan al aumento de volumen específico de las capas cementadas al ser transformadas éstas en martensíticas. Así se crea una red de tensiones triaxiles de compresión, sumamente interesantes.

En la fig. 12 se pueden ver las curvas en «S» del mismo acero, antes y después de su cementación. Corresponden las primeras al centro de la pieza y las segundas a la capa exterior cementada.

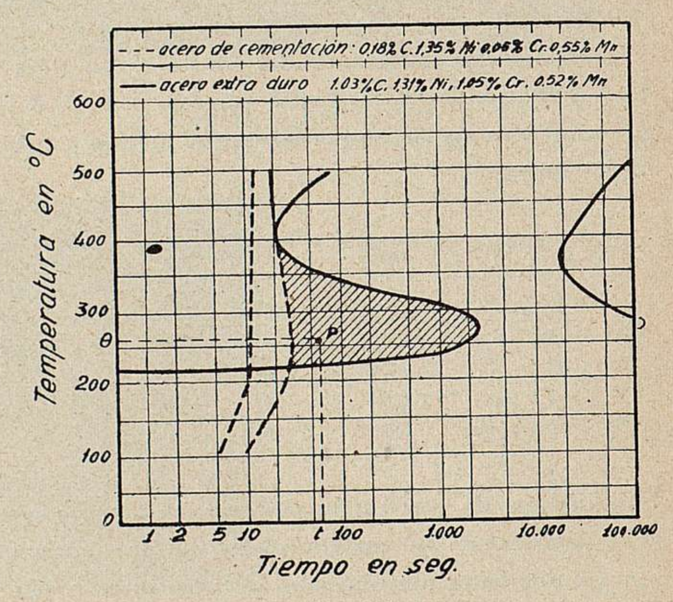



Fig. 12
*Curvas en S del núcleo y periferia de un acero de cementación.*

PIÑONES DE LA CAJA DE MANDOS DEL MOTOR DE AVIACIÓN «ELIZALDE» «SIRIO» S-VII

En la Fábrica Española de Motores de Aviación, «Elizalde, S. A.» se emplean frecuentemente los tratamientos isotérmicos con positivos resultados, y, por considerarlo de interés general, indicamos a continuación los tratamientos a que fueron sometidos los piñones de la capa de mandos del motor Elizalde «Sirio» S-VII (fig. 13) destinado a equiparar los aviones «H.S. 42), también de fabricación nacional.

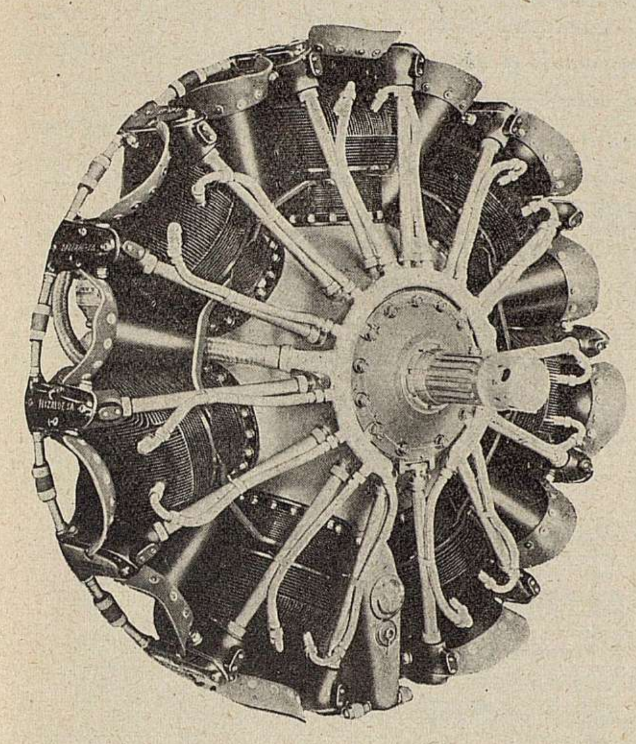


FIG. 13
*Motor de aviación ELIZALDE "SIRIO", tipo S-VII A de 500 CV (7.E-C.20-500) con restablecimiento de potencia a 2.000 metros.*

La composición química del acero nacional de dichos piñones es la siguiente, que corresponde a un D-4 de la Tabla T. N. A. U. A.:

| | |
|---|---|
| Carbono ... ... ... ... ... ... ... | 0,15 % |
| Manganeso ... ... ... ... ... ... | 0,40 % |
| Silicio ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,15 — 0,30 % |
| Cromo ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,90 — 1,30 % |
| Níquel ... ... ... ... ... ... ... ... | 4,25 — 4,75 % |
| Molibdeno ... ... ... ... ... ... ... | 0,25 — 0,35 % |
| Fósforo y azufre ... ... ... ... ... | 0,004 |

Estos piñones designados S-3017, S-3012 y S-3015 (fig. 14) se trataron en la forma siguiente:

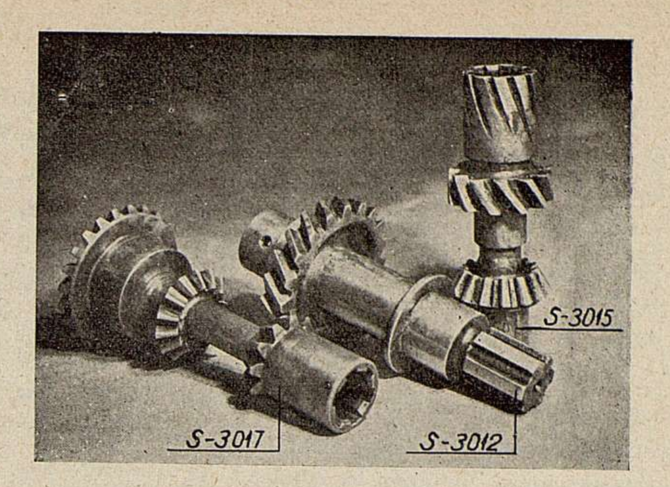



FIG. 14
*Piñones de la caja de mandos del motor de aviación Elizalde "SIRIO" S-VII*

1.º Precalentamiento a 350º-400º C.

2.º Cementación en baño de sales a 880º - 890º C, durante cuarenta y cinco minutos.

3.º Enfriamiento en baño de sales a 800º - 810º, hasta igualar las temperaturas de la periferia y del centro de las piezas.

4.º *Enfriamiento en baño de sales a 190 - 200º C*, el tiempo siguiente:

| Piñón | Tiempos |
|---|---|
| S - 3017 | 35" |
| S - 3012 | 40" |
| S - 3015 | 30" |

5.º Revenido a 100º, durante veinte minutos, enfriando al aire.

Con ello se consiguió:

| | |
|---|---|
| Espesor de capa cementada ... ... ... ... ... | 0,4 a 0,5 mm. |
| Dureza de la misma ... ... ... ... ... ... ... | Rc 60 — 62 |
| Dureza del núcleo ... ... ... ... ... ... ... | B 387 — 402 |

La deformación media obtenida midiendo entre puntos el «salto» del eje y del piñón, fué:

| | | |
|---|---|---|
| S - 3017 | Eje ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,01 mm. |
| S - 3017 | Dentado ... ... ... ... ... ... ... | 0,02 mm. |
| S - 3012 | Eje ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,04 mm. |
| S - 3012 | Dentado ... ... ... ... ... ... ... | 0,06 mm. |
| S - 3015 | Eje ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,02 mm. |
| S - 3015 | Dentado ... ... ... ... ... ... ... | 0,04 mm. |

Estas levísimas deformaciones hicieron que los piñones fueran útiles y que pudieran montarse después de tratamiento, sin necesidad de mecanización posterior, con lo que se resolvió un grave problema que tenía planteado el taller.





## CINTAS FUSELADAS, TROQUELES, ETC

La Empresa Echevarría, S. A., realiza normalmente el «austempering» para la fabricación de cintas fuseladas en aceros al carbono de 0,04 % de este elemento y 0,60 % de Mn., y ha conseguido, con regularidad, cargas de rotura de 90 Kgs./mm² y alargamientos del 16 % en varillas de 5, 6 y 7 mm., enfriando en baño de plomo a 550° y reviniendo posteriormente.

También ha aplicado muy satisfactoriamente el «martempering» en troqueles y otras herramientas, las cuales han quedado con gran dureza y muy pequeñas deformaciones. También ha empleado el «recocido isotérmico» con dos hornos, para lograr que la primera fase del enfriamiento sea rápida, y ganar así tiempo con respecto al recocido clásico.

## ACEROS RÁPIDOS

Por ser muy empleados en la actualidad, vamos a indicar cuatro tratamientos isotérmicos de un acero rápido, tipo 18-4-1, a saber:

*a*) Tratamiento para lograr martensita primaria y martensita secundaria.

*b*) Tratamiento para lograr bainita primaria y bainita secundaria.

*c*) Tratamiento para lograr martensita primaria y bainita secundaria.

*d*) Tratamiento para lograr bainita primaria y martensita secundaria.

*a*) Consiste este tratamiento, que confiere a los útiles, el máximo de dureza y cuyo esquema está reproducido en la figura 15 en:

Dos precalentamientos a 560° y 850° C, respectivamente.

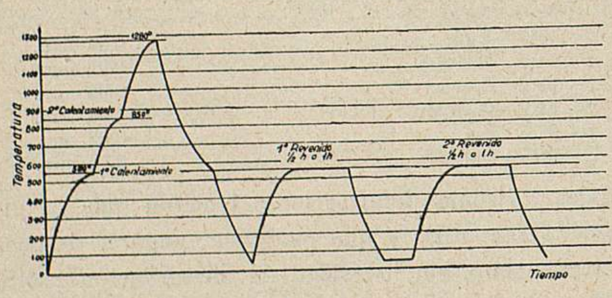



Fig. 15

*Tratamiento para lograr martensita primaria y martensita secundaria.*

El calentamiento propiamente dicho a 1.280° C.

Enfriamiento entre 500° y 600° C para terminarlo a la temperatura ambiente.

Dos revenidos entre 560° y 580° C.

Es indispensable que el enfriamiento sea continuo desde 550° hasta la temperatura ambiente, por ser en este enfriamiento donde se forma la martensita; martensita primaria después del temple y martensita secundaria después del revenido.

A este respecto, nos parece oportuno recordar que la martensita secundaria se forma a partir de la austenita no transformada en martensita primaria en el temple, aun cuando el enfriamiento se hubiera continuado hasta por debajo de 0°.

Este tratamiento, aplicable a todos los útiles de acero rápido, y muy especialmente a aquéllos que contienen cobalto, precisa para una correcta realización en serie cinco hornos, si bien, puede efectuarse, con tan sólo tres.

*b*) Este tratamiento tiene por objeto disminuir la fragilidad de los útiles y aumentar así la duración de su empleo, pero tiene el inconveniente de serle necesarias reacciones isotérmicas de larga duración.

Consiste, como puede verse, en la figura 16, en:

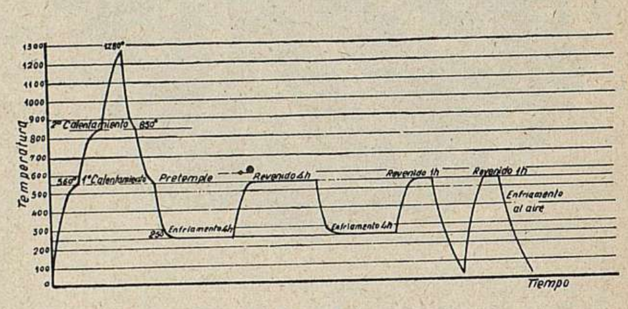



Fig. 16

*Tratamiento para lograr bainita primaria y bainita secundaria.*

Dos precalentamientos a 560° y 850° C como en el caso anterior.

Un calentamiento a 1.200° C.

Un enfriamiento a 500° y 600° C terminado a 250°, durante cuatro horas, para lograr aproximadamente un 60 % de bainita primaria.

Un revenido a 560° durante cuatro horas, seguido de un enfriamiento a 250° durante otras cuatro horas para conseguir la transformación en bainita secundaria de parte de la austenita retenida.

Dos revenidos de una hora a 560° y enfriamiento al

aire, para transformar la pequeña cantidad de austenita que puede haber quedado retenida.

La correcta realización de este tratamiento implica un horno más que el anterior, es decir, seis, y es de gran aplicación en aquellos útiles, en los que el temple martensítico produce grietas.

Es muy conveniente en los casos en que los útiles se emplean en trabajo discontinuo, tales como fresas y útiles de mortajadora, así como para brocas y escariadores que trabajen a la torsión y a la flexión.

*c*) Este tratamiento, que puede denominarse bainítico parcial, según indica (fig. 17), tiene una primera

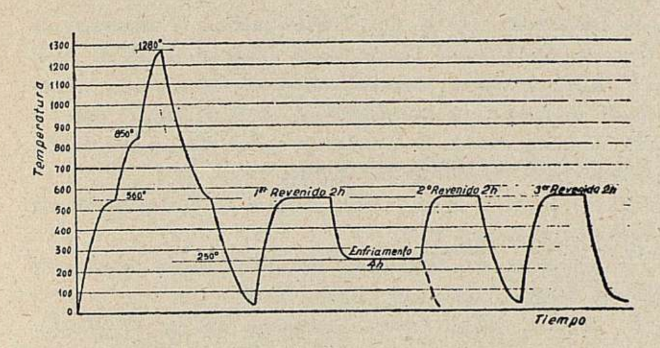



FIG. 17

*Tratamiento para lograr martensita primaria y bainita secundaria.*

parte análoga a la del temple martensítico, hasta el primer revenido, que se detiene durante cuatro horas a 250° C. Aquí podría terminarse el tratamiento, consiguiéndose martensita primaria y bainita secundaria, pero es preferible terminarlo por dos revenidos de dos horas, a 560°, y enfriarlo después hasta la temperatura ambiente.

*d*) Este tratamiento, cuyo objeto es conseguir bainita primaria y martensita secundaria, está esquematizado en la figura 18, y empieza como el temple bainítico completo hasta el primer revenido inclusive, sin que se interrumpan los enfriamientos de los revenidos. Estos revenidos conviene que sean de larga duración, ya que el enfriamiento a 250° C, después del temp'e, deja gran proporción de austenita retenida, que es preciso transformar en martensita.

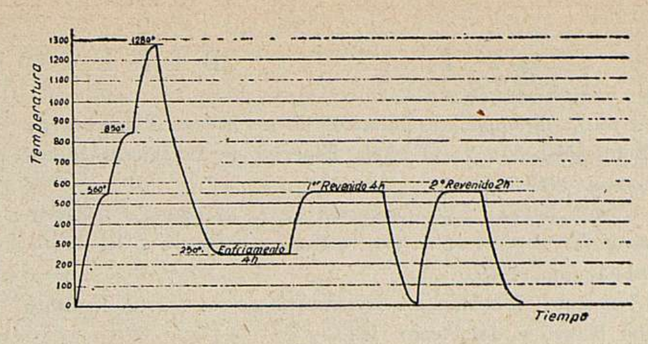



FIG. 18

*Tratamiento para lograr bainita primaria y martensita secundaria.*

Los tratamientos *c*) y *d*) no tienen otro objeto que la mejora de la tenacidad, a base de conseguir bainita, sin necesidad de apelar al tratamiento bainítico propiamente dicho, que es largo y costoso.

* * *

Como se ha podido ver, la ordenación en una teoría coherente de todas las observaciones que conciernen a la cinética de la descomposición de la austenita, y la aplicación por parte de Zener, entre otros, del segundo principio de la termodinámica, «toda transformación espontánea está necesariamente unida a una disminución de energía libre del sistema» para la determinación de las temperaturas teóricas de la formación de la perlita, de la bainita y de la martensita, han permitido a la Metalografía prestar señalado servicio a la Mecánica, brindándole posibilidades hasta ahora insospechadas.

Es de esperar, pues, que teóricos y prácticos, sigan avanzando unidos por este camino, estimulados por los brillantes resultados ya conseguidos.

Sólo me resta significar mi reconocimiento a los «Institutos del Hierro y del Acero» e «Investigaciones Técnicas», así como a las empresas «Elizalde, Sociedad Anónima», «Echevarría, S. A.», y «Produits Hougthon», por haberme permitido publicar los resultados de sus trabajos, y a los Sres. Joanxich, Álvaro y Apraiz, por su desinteresada colaboración.

Barcelona, 15 de marzo de 1950.

## BIBLIOGRAFÍA

J. Apraiz: *Tratamientos térmicos de los aceros.* Patronato de Publicaciones de la Escuela Especial de Ingenieros Industriales. 1949.

P. Gómez Baeza: *Transformación de la austenita a temperaturas inferiores a la crítica.* Instituto del Hierro y del Acero. Abril-junio, 1949.

T. Torrado: *Tratamientos Isotérmicos de los aceros.* Instituto del Hierro y del Acero. 1948.

M. Torrado: *Algunos casos de aplicación de los modernos tratamientos térmicos a los aceros especiales nacionales.* Real Academia de Ciencias y Artes de Barcelona. Marzo, 1950.

E. Díaz Varela: *Modernos tratamientos térmicos de los aceros.* Técnica metalúrgica. Marzo, 1949.

J. M. Vialle: *Contribution a l'Etude de la Decomposition Isotherme de l'Austenite.* Bulletin du Cercle d'Etudes des Metaux. Marzo, 1943.

G. Delbart: *Ultimos Estudios Franceses sobre el Temple Escalonado.* Instituto del Hierro y del Acero. 1948.

A. Michel: *Conferencia en la Asociación Técnica Española de Estudios Metalúrgicos,* 1949.

H. Jolivet: *Sur la Nomenclature des Agregats de Decomposition des Austenites.* Bulletin du Cercle d'Etudes des Metaux. Diciembre, 1942.

S. Produits Houghton: *La Trempe Etagée.* 1947.

Jolivet et Portevin: *C. R. Academie des Sciences.* 1941.

Delbart et Potaszkin: *J. Iron and Steel Institute.* 1947.

G. Delbart et M. Ravery: *Les Recherches sur la Trempe Isotherme en Françe et á l'Etranger.* Revue de Metalurgie. Junio y julio, 1949.

Yves Dardel: *Les Conceptions Americaines Relatives a la Trempabilité de l'Acier.* Centre de Documentation Siderurgique. Octubre, 1948.

A. Sourdillon: *La Descomposition de l'Austenite en Condition Insotherme et l'Utilisation Practique de cette reaction pour le traitement des aciers.* Institute de Recherches de la Siderurgie. 1948.

Pomey: *Comptes Rendus de l'Academie des Sciences.* Enero, 1949.

E. S. Davenport and e. C.: *Transformation of Austenite at Constant Sub-Critical Temperatures Trans A. I. M. E.* 1930.

T. F. Rusell and C. Maurocordatos: *Experiences in the Study of Isothermal transformation.* I. S. I. Mayo, 1949.

A. R. Troiano and A. B. Greminger: *The Martenstite Transformation.* Metals Progress. Agosto, 1946.

C. Zener: *Kinetics of the Decomposition of Austenite.* Metals Technology. Enero, 1946.

M. A. Grossmann: *Toughness and Fracture of Hardeneed Steels.* Metals Technology. Enero, 1946.

F. R. Morral: *Heat Treating Diagrams «S» or «T. T. T.» Curves.* Metals Progress. Octubre, 1945.

---

*Después de algunas observaciones que el autor del trabajo esclarece, se pasa a la lectura del siguiente, núm. 42:*





# N.º 42. - Aleaciones ligeras para aviación y automovilismo

Autor: D. ANTONIO LAFONT RUIZ
Coronel de Artillería

Las *aleaciones ligeras* de que vamos a hablar son aleaciones de aluminio con pequeñas adiciones de cobre, silicio, magnesio, manganeso, níquel, titano, cobalto y otros metales. Todas mejoran sus característica mecánicas por un *tratamiento térmico* (temple y revenido). El principio del tratamiento térmico responde a la existencia, en la aleación, de un constituyente soluble en el aluminio, y cuya solubilidad aumenta con la temperatura. Comprende tres fases: *calentamiento*, para formar la disolución sólida; *temple*, para mantener ese estado; *revenido*, que provoca la precipitación en finas partículas del constituyente, retenido por el temple en estado sobresaturado.

Un gran número de ingenieros, metalúrgicos y fundidores conocen hoy los metales ligeros, sus propiedades, sus tratamientos y su fabricación sencilla, y cuentan con ellos como con el acero. Desde el descubrimiento del *bonificado* (temple y revenido) de las aleaciones de aluminio, se ha producido en el mundo multitud de metales ligeros nuevos que encuentran el empleo más diverso. No pasaremos revista a todas las aleaciones de aluminio conocidas; solamente describiremos las que en España usamos con más frecuencia, y por mí fabricadas en «La Hispano-Suiza», de Barcelona, durante los doce años que estuve de ingeniero director de sus laboratorios y talleres metalúrgicos. Antes venían del extranjero.

El verdadero campo de aplicación de las *aleaciones ligeras* de fundición es el motor de aviación. «Cárters», culatas, pistones o émbolos, bombas etc., se hacen de aleaciones de aluminio, y, en estos motores de aviación, el 50 % del peso y el 75 % del volumen están constituídos por aleaciones ligeras. Por ser el motor el corazón del avión, toda vigilancia es poca para procurar que sus materiales sean de la mejor calidad, y que sus tratamientos térmicos sean los indicados y comprobados por el laboratorio de la fábrica.

La conductibilidad térmica elevada es otra ventaja de estas aleaciones ligeras. En el estudio del motor, antes que el problema *mecánico*, debe tenerse en cuenta el punto de vista *termodinámico*. Estudiada la economía experimentada con el empleo de *aleaciones ligeras*, se saca la consecuencia de que el uso racional de estas aleaciones para la construcción de culatas y pistones o émbolos permite reducir el 20 % las calorías disponibles para el trabajo útil, proporcionando al motor un ahorro de potencia del 15 %. Añadimos a estas ventajas las de gran facilidad de colada,





*tratamiento térmico* seguro y terminación mecánica en talleres, rápida y económica. No es de extrañar, pues, hayan ocupado estas *aleaciones ligeras* lugar tan importante en toda la construcción moderna, especialmente en aviación y automovilismo.

En estas aleaciones de aluminio se conocen hoy dos constituyentes que poseen propiedades muy interesantes: el $Mg_2Si$, uno, y el $CuAl_2$, otro. Se podrían clasificar, según estos constituyentes, las aleaciones de aluminio.

Aunque el aluminio tiene densidad inferior a la de sus principales aleaciones (excepto en las de silicio) y excelente conductibilidad térmica, sabemos que el aluminio puro no es prácticamente empleado en forma de piezas coladas. Se usan sus aleaciones con uno u otro metal, según las características que se deseen sean: resistencia mecánica elevada, resistencia a la corrosión, conservación de sus cualidades a temperaturas elevadas, facilidad de terminación en máquinas, pequeño coeficiente de dilatación, propiedad de no dejar pasar gases ni líquidos, buena resistencia a esfuerzos y choques repetidos, etc. El problema que hemos de resolver es buscar las aleaciones que podamos obtener con la máxima economía, y que reúnan las características exigidas para cada pieza.

## ALEACIÓN ALUMINIO-COBRE

El cobre, aunque de precio elevado, se emplea mucho como elemento de adición. Mejora las características mecánicas, hace las aleaciones menos frágiles en caliente y son más resistentes a la corrosión.

Las que más empleamos son las siguientes:

COMPOSICIÓN QUÍMICA

| Denominación | Hierro | Silicio | Cobre | Aluminio |
|---|---|---|---|---|
| L — 8 | 0,3 a 0,5 | 0,2 a 0,3 | 7 a 9 | El resto |
| 26N = L — 12 | 0,2 a 0,4 | 0,2 a 0,3 | 10 a 13 | El resto |

CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS

| | R. Kg/mm₂ | A % | △ Brinell 1.000/10 |
|---|---|---|---|
| L-8 colada en arena ... ... ... ... | 13 a 15 | 1,5 | ,55 a 60 |
| L-8 colada en coquilla ... ... ... | 14 a 16 | 1,5 | 65 a 70 |
| 26N = L-12 colada en coquilla... | 14 a 17 | 0,5 | 85 a 90 |

La aleación 26N = L — 12, por tener más cobre, es más dura que la L — 8, pero tiene menos alargamiento, y presenta las ventajas siguientes: mayor dureza y resistencia en caliente y menor porosidad. Por esto se emplea mucho para fabricar pistones o émbolos y «cárters» de bombas de aceite.

A estas aleaciones se les debe dar el siguiente *tratamiento térmico*: Calentamiento a 500° C., dos horas a temperatura y temple en agua hirviendo. Revenido, a 250°, durante ocho horas. Así se mejoran notablemente las características mecánicas, se suprimen las tensiones y deformaciones internas del material y se facilita mucho su fabricación en el taller mecánico.

## ALEACIÓN ALUMINIO-COBRE-SILICIO

Las que más empleamos nosotros son las siguientes:

COMPOSICIÓN QUÍMICA

| | Hierro | Silicio | Cobre | Níquel | Magnesio | Cobalto | Aluminio |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 26 L- | 0,6 | 2,5 a 3 | 7 | 0 a 0,3 | 0 a 0,3 | — | Resto. |
| 26 B- | 0,6 | 6,5 a 0,8 | 3,6 | — | 0,25 | 0,5 | Resto. |
| 26 C- | 0,6 | 4 a 0,5 | 7 | — | 0,25 | 0,5 | Resto. |

CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS

| | R. Kg/mm² | A % | △ Brinell 1.000/10 |
|---|---|---|---|
| 26 L colada en arena... ... ... | 12 a 16 | 0,5 a 1,5 | 70 a 80 |
| 26 L colada en coquilla ... ... | 13 a 17 | 0,5 a 2 | 70 a 85 |
| 26 B se cuela sólo en arena ... | 13 a 16 | 1 a 2 | 65 a 75 |
| 26 C se cuela sólo en coquilla. | 10 a 14 | 0 a 1 | 75 a 90 |

Notamos la existencia del *cobalto* y del *magnesio*, que, aun en pequeñas adiciones, mejoran las características de las aleaciones.

Pueden emplearse sin *tratar*, pero si deseamos mejorarlas más, se les da el siguiente tratamiento térmico: Calentar durante dos horas a 525° temple al agua hirviendo, y revenido a 150° quince horas.

Se les puede dar un tratamiento térmico más rápido, pero que da características mecánicas inferiores al anterior, que es el debido. Calentamiento a 500° durante cuatro horas y enfriamiento o parada al aire.





## ALEACIÓN ALUMINO-COBRE-TITANIO

Estudios del ilustre doctor Pacz, de Alemania, han demostrado que la adición del *titanio* eleva las características mecánicas de las aleaciones ligeras, haciendo el papel de acelerante en las operaciones de tratamientos térmicos, y permitiendo tener por el temple y revenido la modificación completa de la estructura cristalina grosera, y produciendo una estructura de *grano* muy fino.

La aleación de 4,5 % de cobre y 0,5 % de titanio, designada por «AP33», posee las características siguientes:

| | R | A % |
|---|---|---|
| Bruta de colada ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 15 | 4 |
| Después del tratamiento térmico ... ... ... ... | 33 | 5 |

Su tratamiento térmico es: Calentamiento a 525° cinco horas, temple en agua y revenido a nueve horas a 150°. Nótese la importancia del titanio y de los tratamientos térmicos.

AP son las iniciales de su inventor, Aladar Pacz, y 33 representa la resistencia a la rotura, a la tracción que alcanzó con el tratamiento térmico. La misma aleación puede recibir una adición de 0,5 % de magnesio, obteniéndose la «AP 33 M», que, con el mismo tratamiento térmico, nos da iguales características que la «AP 33».

Las aleaciones de 8 y 12 % de cobre de que hablamos antes, también se mejoran notablemente con la adición de 0,35 % de titanio. Para introducir el titanio, el doctor Pacz prepara una *aleación madre aluminio-cobre*, en la cual sumerge briquetas compuestas de una mezcla de fluoruro doble de potasio y de titanio con aluminio en polvo. Fácilmente se efectúa la reacción, obteniéndose una *aleación madre* que contiene 2 % de titanio.

Para efectuar el afino en las aleaciones aluminio-cobre, empleamos:

| | |
|---|---|
| Bicloruro de cobre ... ... ... ... ... ... ... ... | 1 parte. |
| Protocloruro de manganeso ... ... ... ... ... | 3 — |

y de esta mezcla echamos en la aleación un gramo por kilogramo de aleación fundida.

## ALEACIÓN ALUMINIO-SILICIO

El silicio existe siempre como impureza en el aluminio comercial de 0,2 a 0,6 %. Esta débil cantidad puede tener influencia sobre las propiedades de las aleaciones en presencia de otros metales de adición, en particular del magnesio; pero es insuficiente para modificar sólo las características del aluminio.

La aleación 95 % de aluminio y 5 % de silicio, tan conocida, de características:

$$R = 12 \text{ a } 14 \text{ Kg. mm}^2; \quad A\ \% = 2, \text{ y } \Delta = 40.$$

presenta gran facilidad de colada y de tomar el molde; además es inoxidable, por lo que se emplea para estatuas; los americanos la llaman Lynita 43, y se emplea en Arquitectura y en la decoración exterior de almacenes, teatros, etc.

Las que más interesan en aviación y automovilismo son las de aluminio = 87 a 89 %, y silicio = 11 a 13 %, muy utilizadas para fabricar «cárters», culatas, «bloc-motor», ruedas, tambores de freno, puentes traseros, etc.

El Alpax o silumin tiene 13 % de silicio, y el resto de aluminio; visto con el microscopio presenta composición heterogénea, grano grueso en la fractura y cristales de silicio aislados. Para obtener buenas características es necesario practicar un *afinado* del metal, que hago de la siguiente manera: Después de la adición del silicio en el aluminio sobre calentado, se deja enfriar la aleación; añado entonces pequeña cantidad (3 % en peso) de una mezcla de sales alcalinas (de fluoruros). Se agita el metal fundido, se deja reposar media hora y se le quita la escoria formada de aluminio, sodio y silicio. Se cuela la aleación cuando la temperatura es de 730°. Este afinado puede igualmente ser obtenido con sodio metálico a 800°.

Para afinar hay quien emplea cloruro de cinc, añadiéndole en la proporción de 1 : 1.000 en los crisoles o potes, un poco antes de vaciar éstos sobre los moldes. Pero el cloruro de cinc es muy higroscópico (por esto debe guardarse en frascos cerrados, de cristal); y si absorbe humedad produce hidrógeno que daría lugar a burbujas:

$$2\ Al + 3\ H_2O = Al_2O_3 + H_2$$

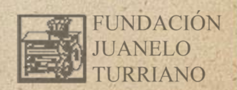
con el inconveniente de la formación de óxido de aluminio.

También puede producirse cinc metálico, que es absorbido por el aluminio líquido:

$$2\ Al + 3\ Zn\ Cl_2 = 2\ Al\ Cl_3 + 3\ Zn.$$

Por esto, en Alemania hemos visto emplear la *creo-*





*lita sintética* (un fluoruro de aluminio y sodio), que es, además, muy reductora.

Para 100 kgs. de aluminio se echan 750 gramos de creolita, tomando ciertas precauciones en la manera de echarla. Y también el polvo de afino Pacz, que es una mezcla de fluoruro de sodio y de cloruro de sodio.

Para efectuar el afino empleamos: Unas veces sodio metálico en la proporción de 80 gramos por 100 kilogramos de aleación fundida, y otras una mezcla de:

| | | |
|---|---|---|
| Cloruro de sodio ... ... ... ... ... ... ... | 1/3 | o polvo Pacz |
| Fluoruro de sodio ... ... ... ... ... ... ... | 2/3 | |

en la proporción de 2 a 3 kgs. por 100 kgs. de aleación fundida, según los casos.

Fundimos el siluminio sin pasar de 800° y afinamos entre 730° y 780° C., y procedemos a la colada a unos 700°, empleando crisoles de grafito.

Si no se consigue por el afino una estructura cristalina suficientemente fina se aumenta de una manera moderada la cantidad de sodio empleada. Un exceso de sodio se traduce por espumas que aparecen en las piezas, sobre todo, en los bebederos.

## COLADA EN LOS MOLDES

Después del afino *se debe esperar todavía tres a cinco minutos* antes de efectuar la colada en los moldes.

Este factor tiene importancia primordial. Efectivamente, si se ha dejado transcurrir demasiado tiempo, desaparece parcialmente el afino, y el grano cristalino no resulta suficientemente fino. Si, por el contrario, la colada se efectúa demasiado pronto, a pesar de una buena estructura, el metal puede presentar poros procedentes de gases que no han tenido tiempo de escapar.

Para determinar el momento más oportuno para la colada se recomienda proceder como sigue: Esperar unos tres minutos después del afino, limpiar la superficie con un palo de madera —si hay un exceso de sodio se forma en seguida una capa superficial azul obscuro; en este caso, volver a esperar unos minutos, limpiar la superficie—; luego se procederá a la colada; cuando después de esta limpieza el metal se mantenga algún tiempo con su brillo metálico natural, vuelve a formarse luego lentamente la capa azul obscuro anteriormente observada.

## COMPROBACIÓN DE AFINO

Se deberá diariamente comprobar la calidad de las piezas, examinando el corte de los bebederos y mazarotas, así como de alguna pieza sacrificada.

## DEFECTOS DE LAS PIEZAS COLADAS EN ARENA

*Estructura cristalina de grano grueso.*—Se agregará mayor cantidad de sodio o polvo Pacz; no se dejará transcurrir tanto tiempo entre el afino y la colada.

*Rechupes.*—*a*) Con grano grueso.—Agregar más sodio y reducir el tiempo transcurrido entre el afino y la colada.

*b*) Con grano fino.—Disponer rebosaderos en los sitios donde se forman los rechupes; si la pieza lo permite, colocar en el molde hierros de enfriamiento; evitar que se enfríe el metal en los rebosaderos añadiendo metal caliente.

*Poros interiores.*—Dejar transcurrir más tiempo entre el afino y la colada, evitar un calentamiento excesivo del metal durante la fusión; colocar hierros de enfriamiento.

*Espumas o escorias superficiales.*—Prever espumaderas en los bebederos —reducir la sección del canal de entrada—, secar bien la parte del molde alrededor del bebedero para evitar ebulliciones. Si estas precauciones no dieran resultado, y si las escorias no proceden de un defecto de limpieza superficial del metal antes de la colada, se reducirá la cantidad de sodio o polvo empleado.

## FUNDICIÓN EN «COQUILLA»

Para la fundición en *coquilla* no hace falta afinar el siluminio.

Cuando se necesita preparar piezas de características mecánicas muy elevadas es oportuno, aun en el caso de fundición en coquilla, afinar el siluminio, empleando solamente 30 a 40 gramos de sodio por 100 kilogramos de aleación.

El siluminio fundido en coquillas no se agrieta, pero es indispensable sacar los machos lo antes posible, pues el siluminio se contrae rápidamente. No hay necesidad de esperar hasta que se haya solidificado el metal en los bebederos.

Como quiera que el siluminio corre con más facilidad que el aluminio, la temperatura de las «coquillas»





no ha de ser tan elevada como cuando se funde el aluminio.

Las temperaturas de la colada varían según el grueso de las piezas.

El siluminio tiene tendencia a formar rechupes, sobre todo en los puntos donde hay mayor aglomeración de material, y, si en estos puntos ha de hacerse posteriormente algún taladro, es recomendable poner, desde un principio, el macho correspondiente para evitar aglomeración del material.

Si la construcción de las piezas lo permite, es recomendable enfriar el macho antes de fundir nuevamente.

En el metal *Alpax* o *silumin*, el afinado modifica por completo la aleación, el metal es homogéneo, el grano muy fino, y las características resultan elevadas:

| | R. Kg/mm² | A % | △ Brinell |
|---|---|---|---|
| Colado en arena ... ... ... ... ... | 14 a 16 | 4 | 50 |
| Colado en «coquilla» ... ... ... | 15 a 17 | 2 | 58 |

Densidad = 2,65 (inferior en 10 % a las otras aleaciones de aluminio).
Conductibilidad térmica = 0,40 cal/cm³/seg. por grado.
Coeficiente de dilatación = 0.0000212.
Contracción al solidificar = 11 mm. por metro (muy interesante en fundición).

El ilustre metalurgista francés M. Guillet, indica para la contracción las cifras siguientes:

| | | |
|---|---|---|
| Alpax ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 11 | mm. por metro. |
| Aleación 8 % cobre ... ... ... ... ... | 12 | — — |
| Aluminio puro... ... ... ... ... ... ... | 17 | — — |

Buena resistencia a la corrosión.

Desde este lugar hago patente la expresión de mi máxima gratitud al eminente metalurgista francés M. Léon Guillet, ya fallecido, que tuvo a bien citar trabajos míos sobre fundición y afino de las «aleaciones ligeras» en las págs. 336 y 337 de la primera parte del segundo tomo de su tan notable obra «Les Métaux Légers et Leurs Alliages», edición de 1940, editada por Dunod, de París.

La fluidez del Alpax a la temperatura de colada es superior a la de las aleaciones al cinc y de cobre.

Su composición es muy próxima de la *eutéctica*; de aquí resulta que el período de solidificación es muy corto, y como no resulta frágil, hace posible construir piezas voluminosas y de forma complicada sin peligro de grietas. Su pequeña contracción al solidificar y la falta de fragilidad permiten, en el curso de las operaciones de fundición, colocar piezas metálicas interiores en el Alpax fundido, como tuberías de engrase, etcétera, sin miedo a tensiones, deformaciones o grietas.

Una ligera modificación del Alpax, conocida en Alemania con el nombre de «Ossilumin» (también llamado Alusil), consiste en añadirle un 0,8 % de cobre para mejorar la resistencia al choque y el límite elástico.

En América, en Francia, y nosotros en España, empleamos otra variedad del Alpax; es la aleación 26 D, cuya composición química es:

| Hierro | Silicio | Cobre | Aluminio |
|---|---|---|---|
| 00,4 a 0,7 % | 10 a 13 % | 0,5 a 1 % | El resto. |

Otra variedad que también empleamos, es la aleación 26 E, de la siguiente composición:

| Hierro | Silicio | Cobre | Níquel | Magnesio | Aluminio |
|---|---|---|---|---|---|
| 0,6 % | 10 a 12 % | 0,8 a 2,5 % | 0 a 0,5 % | 0 a 0,5 % | El resto. |

Se les da el tratamiento térmico de: Calentamiento a 500° durante cuatro horas, temple en agua hirviendo y revenido a 250° dieciséis horas, lo que mejora las características mecánicas.

Estas aleaciones de 12 a 13 % de silicio, llamadas Alpax en Francia, silumin en el resto de Europa y aleación 47 en Norteamérica, se emplean principalmente en estado *fundidas* y *tratadas*. Admiten también el *laminado*, y dan entonces las características siguientes:

R = 26 Kgs./mm²  A % = 6  △ = 65 Brinell.

## ALEACIONES HIPERSILICIADAS

Las aleaciones altas en silicio con contenidos que varían de 18 a 25 %, son, de día en día, más utilizadas, especialmente en la fabricación de pistones fundidos en «coquilla».

En determinados casos, a estas aleaciones son añadidos otros elementos de aleación, tales como el cobre y el magnesio, así como otros del grupo de hierro, particularmente níquel y manganeso, con objeto de aumentar su dureza, así como mejorar sus valores de características mecánicas en caliente, además de con-





tribuir a elevar la dureza de la masa eutéctica que rodea los granos de silicio.

Uno de los tipos de estas aleaciones bastante utilizado en la fabricación de pistones, tanto de motores de explosión, como de motores Diesel, es el siguiente:

Si = 25 %
Al = Dif.

Esta aleación inicia su solidificación a 465° y la termina a 577°, con un intervalo de 188°.

Su coeficiente de dilatación es del orden de $18.10^{-6}$ en el intervalo de 0° a 300°, y su densidad menor que la del aluminio y de aproximadamente igual a 2,43. Su dureza es de aproximadamente 100 unidades Brinell.

Este tipo de aleaciones presenta dificultades en su aplicación por su tendencia a la formación de microporos, originados durante la solidificación sucesiva de los cristales de silicio que forman una red que retiene la eutéctica que encuentra dificultades de alimentación para rellenar todos los espacios intergranulares libres de metal que se originan al final de la solidificación de las piezas.

La práctica obliga a tomar determinadas precauciones, entre otras, la de poseer abundantes mazarotas, así como al afino de la aleación mediante cloruros en lugar de hacerlo con sodio, que se estima no resulta conveniente en estas aleaciones hipersiliciadas.

Por otra parte, la colada debe ser lo más tranquila posible, evitando turbulencias.

Con objeto de evitar las tensiones que se originan durante la solidificación, y al propio tiempo estabilizar el metal con objeto de evitar cambios de volumen de las piezas en funcionamiento, es conveniente, en el caso de ser fabricados pistones con estas aleaciones, el someter a dichas piezas en bruto a un recocido de estabilización durante varias horas a 350°, con enfriamiento lento dentro del horno.

La mecanización de estas aleaciones debe ser realizada con carburo de tungsteno u otros carburos sintéticos y acabado de superficie con diamante, con objeto de evitar el arranque de los cristales de silicio.

## ALEACIÓN ALUMINIO-SILICIO-COBALTO

Otra aleación con silicio que usamos es la aleación 26 G, pero mejorada con magnesio y cobalto. Su composición es:

| | Hierro | Silicio | Cobre | Magnesio | Cobalto |
|---|---|---|---|---|---|
| Aleación 26 G... | 0,45 % | 9,25 % | 0,2 Máx. | 0,25 % | 0,50 % |

Sin tratar sólo da:

R = 12 a 16 Kgs./mm²; A % = 0,5 a 1,5, y Δ = 53 a 59

Pero nosotros la empleamos siempre *tratada*, y nos da las siguientes características mecánicas:

R = 20 a 26 Kgs./mm²; A % = 3 a 5; Δ = 70 a 85 Brinell

El tratamiento térmico que le damos es:

Calentamiento, cinco horas a 535°.
Temple al agua caliente (próxima a 70°).
Revenido a treinta y tres horas a 150°.

Empleamos esta aleación para «cárters» y culatas de motores potentes por sus excelentes características, templando los «cárters» en agua caliente y las culatas en agua fría, con el tratamiento que indicamos antes.

Notemos la existencia del *cobalto* en esta aleación. *Muy interesante es el cobalto.* Recuerdo que en una visita de diez días que hice a la grandiosa Casa Krupp, en Essen Rühr, ví que habían patentado un acero inoxidable al cromo cobalto para instrumental quirúrgico y un acero al cobalto para imanes y herramientas. De ambos nuevos aceros me ocupé en «Ingeniería y Construcción» (Larra, 6, Madrid), núm. 59, demostrando que interesaría en España la explotación de cobalto, cuyo mineral abunda en nuestro país. Este metal lo manda el Canadá a Europa.

Durante los diez días que duró mi visita a Krupp me enseñaron todas las fabricaciones de paz a que se dedicaban: aceros especiales de todas clases, locomotoras, automóviles y camiones, cajas registradoras, material para dentistas (puentes y paladares para la boca, en acero inoxidable), tractores y material agrícola, y sus magníficos laboratorios, en los que el ilustre *Fry*, su Director, ha hecho tantos estudios nuevos, entre otros, el de los aceros cromo-aluminio-molibdeno para la nitruración. (Véase la técnica de la nitruración en mi conferencia sobre «Aceros para aviación y automóviles». Espasa-Calpe, Casa del Libro, Madrid, y Librería Francesa, Barcelona.) He nitrurado durante ocho años con muy buen resultado en «La Hispano Suiza», de Barcelona, en unos hornos que monté (los primeros en España).

## ALEACIÓN ALUMINIO-MAGNESIO

Otra aleación ligera que empleamos es la aleación 26 T, llamada también «duralinox». Su composición química es:





| Hierro | Silicio | Cobre | Magnesio | Manganeso | Aluminio |
|---|---|---|---|---|---|
| 0,4 % | 0,3 | 0,1 % | 8 a 9 % | 0,3 a 0,5 % | El resto. |

Se suele emplear para bombas de agua y no hay necesidad de tratarla. Sus características mecánicas son:

| R Kgs./mm² | A % | △ Brinell |
|---|---|---|
| 13 a 17 | 0,5 a 1,5 | 70 a 85 |

## ALEACIONES ALUMINIO-COBRE-NÍQUEL-MAGNESIO

La aleación típica creada por el «National Phisycal Laboratory», de Inglaterra, es la conocida por el nombre de Aleación Y, o 26 Y. Su composición es:

| Cobre | Níquel | Magnesio | Hierro | Silicio | Aluminio |
|---|---|---|---|---|---|
| 3 a 5 % | 1,8 a 2,5 % | 1 a 2 % | 0,3 a 0,5 % | 0,3 a 0,4 % | El resto. |

El níquel tiene la propiedad de aumentar la solubilidad del $CuAl_2$, facilitando mucho la primera fase del tratamiento térmico, y elevando así la resistencia.

Las principales cualidades de esta aleación son: La conservación de sus características elevadas a altas temperaturas, sus buenas propiedades elásticas y térmicas y su pequeña dilatación térmica. Es muy útil para la fabricación de pistones o émbolos, culatas, «cárters», codos de escape, etc.

Presenta dificultades de fundición debidas a que su contracción al solidificar es grande, y para la colada necesita temperatura superior en 40° a la de las aleaciones corrientes. Tuve la suerte de fabricarla bien siempre, y a satisfacción de los Servicios Técnicos de Aviación.

Se debe someter al siguiente tratamiento térmico:

Calentamiento, a 515°, durante cuatro horas (en piezas grandes, ocho horas). Temple al agua hirviendo y envejecimiento natural de cinco días. Esto último puede ser reemplazado por un revenido a 250° durante ocho horas.

Sus características mecánicas son:

| | R. Kg/mm² | A % | △ Brinell |
|---|---|---|---|
| Colado en arena y tratado ... | 18 | 0,5 a 1 | 95 |
| Colado en coquilla y tratado... | 19 | 0,5 a 1 | 95 a 100 |
| Forjado y tratado... ... ... ... | 24 | 2 | 100 a 130 |

sin tratar, el valor de R no pasa de 16 kgs./mm².

Generalmente se emplea la «aleación Y» fundida y tratada; pero admite también la forja, como si fuera un duraluminio. Hemos fabricado con buen éxito algunas piezas forjadas, en especial, pistones, hecha la forja entre 400 y 450°. Luego le damos el tratamiento térmico que antes decimos.

Entusiasmados por el resultados de la «aleación Y», se han buscado otras aleaciones que dan características parecidas, pero que no tengan las dificultades de fundición de que antes hablamos. Nos inclinamos hacia las aleaciones que presenten período de solidificación reducido, que contienen, generalmente, elementos de adición muy abundantes, pero en cantidades muy pequeñas. Se ha obtenido, así, en Inglaterra, un grupo de aleaciones llamadas «RR Alloys», derivadas de la «aleación Y», de igual composición química que ésta, pero con menores tantos por ciento de componentes, y en Francia, la aleación «Eutectal», derivada del tipo duraluminio, y puesta en uso por el Servicio de Recherches de la Compagnie Alais, Froges et Camargue. También las fábricas C. A. S. A., en Getafe, y *Earle*, en Lejona (España).

*Aleaciones L M B-5 ó RR-53*

Composición química...
- Cu = 2,25
- Ni = 1,3
- Mg = 1,6
- Fe = 1,4
- Ti = 0,1
- Al = El resto

Esta aleación resulta ser susceptible de ser colada en arena, así como en «coquilla» metálica y a presión.

Su temperatura de colada debe ser mantenida entre 700 y 730°, ya que de otro modo existe propensión a la absorción de gases que dan lugar a la formación de poros más o menos señalados y microporos en las piezas.

El tratamiento térmico de esta aleación se realiza: Temple a 520°, enfriando en agua o en aceite. Revenido de 8 a 20 horas a 160° (según las dimensiones





de las piezas). El recocido se realiza con calentamiento a 380°.

Los valores de características mecánicas que le corresponden, son:

| | R. Kg/mm² | E. Kg/mm² | A°/o | △ Brinell |
|---|---|---|---|---|
| Fundido en coquilla... | 20 a 24 | 14 a 18 | 4 a 0,5 | 75 a 90 |
| Id. íd. bonificado ... | 30 a 38 | 20 a 25 | 2 a 0,3 | 120 a 150 |

Esta aleación posee buenas condiciones de colabilidad, a pesar de su contenido en níquel que comunica cierta viscosidad al metal líquido.

Por su composición química esta aleación da lugar a la aparición de compuestos complejos de orden ternario, duros.

Los contenidos en cobre, hierro y níquel elevan la temperatura de la eutéctica.

Esta aleación está siendo actualmente muy utilizada para piezas sometidas a elevados esfuerzos de fatiga, tales como «cárters» de aviación de motores radiales y en línea de pequeña potencia. Además de la Hispano Suiza las fabrica C. A. S. A., en Getafe (que dirige el ilustre Ingeniero Ortiz Echagüe), y GRAU, de Barcelona.

Por su estructura y condiciones de resistencia en caliente, se presta también para ser utilizado en la fabricación de émbolos fundidos en «coquilla» metálica.

La adición de titanio proporciona a esta aleación finura de grano y mejora sus valores de características mecánicas, al resultar el metal más compacto.

Muy interesante es el titanio. El comandante de Artillería D. Martín Montagut, ingeniero del Servicio Industrial del Ejército del Aire, en Barcelona, estudió una aleación-madre aluminio-titanio (con 15 % de titanio) para afinar y mejorar aleaciones ligeras. Asimismo, estudia otra aleación-madre cobre-fósforo (10 a 15 % de fósforo) para la fabricación del bronce fosforoso y desoxidación de latones y determinados tipos de bronces.

Uno de los tipos de aleación experimentados en la fabricación de émbolos con relativamente altas solicitaciones térmicas ha sido la siguiente aleación americana:

| | |
|---|---|
| Cu = 9 a 11 % | Si = 0,15 |
| Ni = 1,1 a 1,4 | Fe = 0,50 % |
| Mg = 0,15 a 0 20 | Al = El resto |
| Mn = 0,15 a 0,20 | |

Las piezas fueron obtenidas en «coquilla» y bonificadas con el siguiente tratamiento:

Recocido. 3 h. a 450° C con enfriamiento en el horno
Temple... 4 h. a 510 a 515° C con ídem en agua a 60° C
Revenido. 4 h. a 150 a 160° C con ídem aire.

Los valores de características mecánicas obtenidos han sido, en diversas probetas:

R = Carga de rotura = 17 a 21 Kgs./mm².
△ = Dureza Brinell = 126 a 131 unidades

Los émbolos constituídos con esta aleación figuraban previstos con una carga de trabajo de 7,62 a 7 kgs./mm², a pesar de lo cual las piezas ofrecieron buenas condiciones de resistencia a la *fatiga*, ya que no presentaron inconvenientes desde el punto de vista de su resistencia, después de haber soportado 26.000.000 de alternancias. Esta aleación la fabrica también BORGO y casa ALB, de Bilbao.

Se estima que esta aleación resultará mejorada (según se ha comprobado en algunos casos) con adiciones de 0,1 a 0,2 % de titanio, tanto en carga de rotura como en resistencia a la fatiga. Debe evitarse la formación de compuestos binarios y ternarios de hierro, que pueden proporcionar a la aleación cierta fragilidad.

En los casos de ser utilizada esta aleación para la fabricación de émbolos, debe ser tomado en consideración el hecho de un aumento de volumen en funcionamiento, debido a la precipitación de compuestos solubilizados mediante el temple. Debe ser prevista una reducción de dimensiones con relación a las necesarias de funcionamiento de, aproximadamente, 0,12 milímetros, para diámetros de 120 mm.

Buen aluminio proporciona en España «Aluminio Español», de Sabiñánigo (Huesca), y la «Empresa Nacional del Aluminio», recientemente creada en Valladolid por el ilustre Ingeniero de Minas D. Félix Aranguren, bajo los auspicios del Patronato «Juan de la Cierva» del Consejo Superior de Investigaciones Científicas.

## ALEACIONES LIGERAS LLAMADAS DE FORJA Y LAMINADO

Estas aleaciones son las que se emplean después que han sufrido una deformación o trabajo mecánico de laminado, prensado y forjado, seguido de un tratamiento térmico adecuado, y no es de este lugar ocuparse de ellas. Sin embargo hablaremos un poco del duraluminio, que tanto uso tiene, por su alta resistencia, en la actualidad.





## ALEACIONES DE ALUMINIO DE ALTA RESISTENCIA

La aleación tipo es la siguiente:

«Duraluminio» (símbolo L2R), cuya composición es:

| Cobre | Silicio | Manganeso | Hierro | Magnesio | Aluminio |
|---|---|---|---|---|---|
| 4 a 4,5 % | 0,50 % | 0,60 a 1 % | 0,40 % | 0,60 % | Resto |

Características del duraluminio colado en arena:

El «alugir» es de composición parecida; pero además, tiene 0,90 por 100 de níquel.

R medio = 10 Kgs./mm² ... A % ρ } Sensiblemente nulo.

Después del temple:

R medio = 14 Kgs./mm² ... A % ρ } Sensiblemente nulo.

Características del duraluminio colado en coquilla:

R medio = 15 Kgs./mm² ... A % ρ } Sensiblemente nulo.

Después del temple:

R medio = 11 Kgs./mm² ... A % ρ } Sensiblemente nulo.

Como se ve, el duraluminio colado, desprovisto de toda *acritud*, no adquiere con el temple características elevadas.

El trabajo mecánico que produce la *acritud* (laminado, hilera, forja, etc.) rompe los cristales, los divide. Este trabajo se hace a una temperatura en que los cristales estén parcialmente en disolución. Sometiéndolos entonces a los siguientes tratamientos térmicos, se obtienen las notables características mecánicas que se indican:

| | R | E | A % | ρ resiliencia |
|---|---|---|---|---|
| Recocido a 400°, enfriamiento lento (100° por hora) ... ... ... ... | 20 | 10 | 15 | 3 |
| Templado a 495° en agua ... ... | 40 | 20 | 20 | 4 |
| Doble temple a 495° en agua ... | 40 | 23 | 22 | 5 |

El *doble temple* es, pues, el tratamiento ideal. No debe calentarse nunca por encima de 510°, pues entonces se quema el duraluminio y es inútil.

Para trabajarlo en caliente se puede calentar hasta 450°, y cesar el trabajo cuando la temperatura baje a 350°.

Se puede calentar el duraluminio diez minutos a 225°, y una hora a 200°, y cien horas a 150°, sin que disminuyan sensiblemente sus características.

## ALEACIÓN ULTRALIGERA DE MAGNESIO

Antes de terminar, y aun cuando no sea aleación de aluminio, hablaremos del Elektrón, aleación de magnesio de alta resistencia, que tanta curiosidad inspira en todo el mundo.

Se llaman *aleaciones ultraligeras* aquéllas cuyo peso específico es inferior a 2.

El magnesio y sus aleaciones son las únicas de esta categoría utilizadas hoy industrialmente.

Solo, el magnesio es poco empleado. Su peso específico es 1,72. Los metales que le son asociados son: cinc, aluminio y cobre. Estas adiciones mejoran las características mecánicas del magnesio, pero aumentan su densidad o peso específico, que varía de 1,75 a 1,85.

A estas aleaciones se les dió el nombre, en Alemania, de Elektrón o E. Metall. La densidad de las aleaciones de aluminio, de que antes hablamos, es 2,7 aproximadamente.

De aparatos caídos en la guerra, se vieron piezas de aleaciones que pesaban 40 por 100 menos que las de aluminio. Analizadas dieron: magnesio, 90 por 100, y aluminio, 5 por 100. En algunas había algo de estaño y en otras cinc. (Véase trabajos del ilustre metalurgista M. Guillet.)

Hacía estas aleaciones en Alemania y en Francia la «Societé d'Electro-Chimie», con dos tipos principales:

El primero: magnesio-cinc-aluminio.

El segundo: magnesio-cobre.

El cinc da fluidez grande, difícil de obtener con el aluminio solo. Estas aleaciones son forjables.

El ilustre general francés de Artillería *Grard* y el sabio M. *Portevin*, Director de la Escuela de Fundición de París y de la «Revue de Métalurgie», han hecho estudios muy interesantes sobre estas aleaciones de magnesio. Muy agradecidos a los admirables trabajos que mi ilustre amigo M. Portevin, gloria de Francia, me envía. Los dos me dijeron que en Francia llaman a la artillería «Arme Savante».

Estas aleaciones las hace también en España C. A. S. A. en Getafe y *Earle*, en Lejona.

El Elektrón no debe ser nunca puesto en contacto directo con el cobre.

Cuando la cantidad de cinc es elevada, no sirve para fabricar pistones o émbolos de motores, porque entonces resistencia y dureza decrecen rápidamente con la





temperatura. En tal caso, van mejor las aleaciones que contienen aproximadamente 12 por 100 de cobre.

El Electrón lo hemos utilizado de la siguiente composición química:

| | Magnesio | Manganeso | Aluminio | Cinc |
|---|---|---|---|---|
| Aleación F 1 ... ... ... | 90 % | 0,30 % | 6 % | 3 % |
| Aleación F 3 ... ... ... | 95,5 % | 0,30 % | 3 % | 1 % |

Siendo sus características mecánicas:

| | R | E | A % | △ Brinell |
|---|---|---|---|---|
| Aleación F 1 colada en arena ... ... ... ... ... ... | 16 a 20 | — | 3 a 6 | 53 a 57 |
| Aleación F 3 colada en arena ... ... ... ... ... ... | 16 a 20 | — | 7 a 10 | 40 |
| Aleación F 3 forjada ... ... ... ... ... ... ... ... | 24 a 28 | 19 a 23 | 4 a 6 | 50 |

Éstas son las características *verdad* que he encontrado.

La densidad de todas las aleaciones de aluminio de que antes hablamos es, aproximadamente, 2,7; es decir, que un kilogramo de estas aleaciones ocupa 2,6 veces el volumen de un kilogramo de hierro o de acero inoxidable; 3,3 veces el volumen de un kilogramo de cobre o de bronce; 2,6 veces el volumen de un kilogramo de cinc.

Para hacer más clara esta comparación, y, como en la industria hay que hablar de precios, veamos lo que costaba en 1939 el decímetro cúbico de los siguientes materiales:

| | | | |
|---|---|---|---|
| 1 dm³ de metal Monel ... ... ... ... ... ... (Níquel, 70 % y cobre, 30 %) | 37,00 | francos | suizos. |
| 1 dm³ de níquel ... ... ... ... ... ... ... | 37,00 | » | » |
| 1 dm³ de acero inoxidable... ... ... ... ... | 35,00 | » | » |
| 1 dm³ de bronce ... ... ... ... ... ... ... | 26,50 | » | » |
| 1 dm³ de estaño ... ... ... ... ... ... ... | 22,50 | » | » |
| 1 dm³ de latón ... ... ... ... ... ... ... | 16,00 | » | » |
| 1 dm³ de cobre ... ... ... ... ... ... ... | 9,00 | » | » |
| 1 dm³ de aluminio ... ... ... ... ... ... | 5,80 | » | » |

Las aleaciones ligeras tienen grandísima importancia en las construcciones de todo el mundo, marcadamente en aviación. Un ejemplo: los buenos éxitos logrados por el motor «Hispano-Suiza», de fama mundial. Su creador, mi admirado amigo el ilustre M. Birkigt. Teniendo en cuenta que la ligereza, asociada con la seguridad, es el factor principal, adoptó las aleaciones ligeras en casi todo el motor, y le cabe el honor de ser el primero que en el año 1915, en su motor de 150 CV. (hoy los hace de 1.200 CV. con igual norma) adoptó las culatas o camisas de agua de los cilindros en aleaciones de aluminio, que no eran utilizadas entonces más que en «cárters» y pistones. (Muy interesante la conferencia dada en el Congreso de Metalurgia de Lieja, junio de 1939, por M. Biram, sobre «Intérêt de l'allegement des moyens de transport en générale». «Quelle solution d'alluminium et ses aliages apportent à ce problème».)

En Francia, las aleaciones ligeras a base de aluminio, de resistencia ordinaria, son designadas por el símbolo L.

Las de 20 Kgs./mm² de resistencia, por LR.
Las de 40 Kks./mm² de resistencia, por L2R.

La cifra que se añade al símbolo indica el % de cobre. Ejemplo:

L 8 tiene 8 % de cobre.
L 12 tiene 12 % de cobre.

Para las aleaciones ultraligeras a base de magnesio se ha adoptado, en Francia, el símbolo 2LR, en el cual 2L significa aleación ligera a base de magnesio, y R, alta resistencia.

En España para las aleaciones ligeras de moldeo, el símbolo LM; para las susceptibles de ser bonificadas, LMB; para las que pueden ser forjadas, LF, y para las aleaciones ultraligeras, UM, UMB y UF, según sean de moldeo, bonificadas o de forja. Se adjunta la Tabla de Aleaciones ligeras, de uso en aviación.

Otras naciones tienen otras clasificaciones y símbolos. De desear es que, siguiendo la orientación establecida en el Primer Congreso Internacional de Fundición (del que fuí nombrado miembro del Comité de Honor y en el que di una conferencia sobre Fundición Acerada), celebrado en Barcelona (España) por la «Unión Industrial Metalúrgica» (que presidía el ilustre Ingeniero Industrial D. Andrés Oliva), con la colaboración de la «Asociation Thecnique de Fonderie», de París, y de su Comité Internacional, se pongan de acuerdo para hacer una Tabla Tipo, internacional, de estas aleaciones ligeras y de manera análoga a la que hizo con los aceros el «Instituto del Hierro y del Acero». Tie-

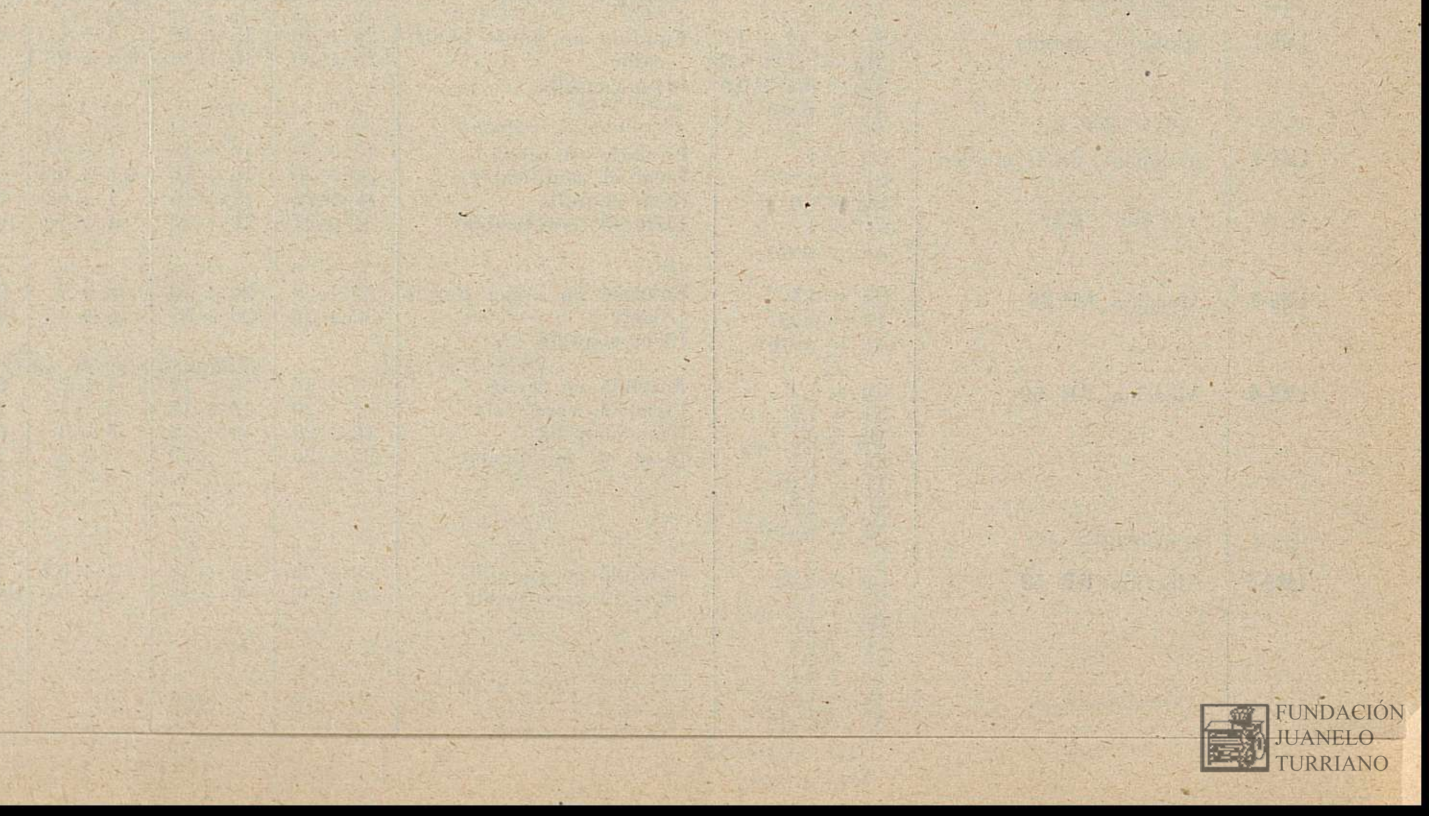




# Tentativa de tabla de normalización de las aleaciones ligeras y ultraligeras de uso en aviación



| Categoría | DENOMINACIÓN COMÚN | Composición media | ESTADO | CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS R Kg/mm² | E Kg/mm² | A % | △ | Temperatura de colada | Peso específico | BONIFICACIÓN Temple | Maduración | Aplicaciones y propiedades notables |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Grupo LM** | **Aleaciones ligeras para moldeo** | **(Distintivo azul)** | | | | | | | | | | |
| LM-1 | Aleación americana | Cu = 8<br>Si = < 0,5<br>Fe = < 1<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 12 ÷ 16<br>14 ÷ 18 | 3 ÷ 4<br>3 ÷ 5 | 4 ÷ 2<br>3 ÷ 1 | 50 ÷ 70<br>50 ÷ 75 | 700° a 720° | 2,85 | | | Embolos; piezas no sometidas a corrosión; buena resistencia al calor; fácil moldeo; buena fluidez. |
| LM-2 | Aleación inglesa | Cu = 12<br>Si = < 0,5<br>Fe = < 1<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 14 ÷ 18<br>18 ÷ 22 | 4 ÷ 5<br>4 ÷ 6 | 2 ÷ 1<br>1 ÷ 0,3 | 70 ÷ 80<br>75 ÷ 90 | 700° a 720° | 2,90 | | | Embolos; piezas no sometidas a corrosión; aleación resistencia al calor. |
| LM-3 | Aleación alemana | Cu = 3<br>Zn = 12<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 12 ÷ 18<br>14 ÷ 20 | 3,5 ÷ 4,5<br>4 ÷ 5 | 3 ÷ 1<br>3 ÷ 0,5 | 70 ÷ 80<br>75 ÷ 90 | 580° a 700° | 2,95 | | | Piezas no sometidas a corrosión; aleación con muy buena fluidez. |
| LM-4 | Siluminio | Si = 11 ÷ 13<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 17 ÷ 20<br>20 ÷ 25 | 8 ÷ 9<br>9 ÷ 10 | 8 ÷ 4<br>5 ÷ 3 | 50 ÷ 60<br>60 ÷ 80 | 730° a 770° | 2,65 | | | Piezas de moldeo complicado; poca resistencia a la fatiga; funde muy bien; tiene poca contracción. Debe afinarse en la colada mediante tratamiento con fluoruros alcalinos. |
| LM-5 | Siluminio al cobre | Si = 11 ÷ 13<br>Cu = 0,7 ÷ 0,9<br>Mn = 0,2 ÷ 0,4<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 17 ÷ 20<br>20 ÷ 25 | 9 ÷ 10<br>10 ÷ 11 | 5 ÷ 2<br>3 ÷ 2 | 50 ÷ 60<br>60 ÷ 80 | 740° a 780° | 2,70 | | | Iguales que el siluminio ordinario con mejor límite elástico y resistencia a la fatiga; piezas de forma complicada y sometidas a vibraciones. |
| LM-6 | Hidronalium (*b*) | Mg = 4 ÷ 10<br>Si = 0,0<br>Mn = 0 ÷ 1,5<br>Sb = 0 ÷ 1<br>Ti = 0 ÷ 0,3<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem en arena homogénea<br>Idem coquilla<br>Idem íd. homogénea | 16 ÷ 19<br>20 ÷ 25<br>22 ÷ 26<br>24 ÷ 28 | 8 ÷ 10<br>9 ÷ 12<br>12 ÷ 14<br>12 ÷ 16 | 8 ÷ 3<br>8 ÷ 4<br>8 ÷ 5<br>8 ÷ 6 | 50 ÷ 70<br>60 ÷ 70<br>70 ÷ 85<br>75 ÷ 85 | 680° a 750° | 2,60 | | | |
| LM-7 | Pantal | Si = 2 ÷ 5<br>Mq = 0,5 ÷ 2<br>Mn = 0,5 ÷ 1,5<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem coquilla | 17<br>25 | | 4<br>4 | 70 ÷ 100<br>80 ÷ 100 | 700° a 740° | | | | |
| **Grupo LMB** | **Aleaciones ligeras de moldeo bonificable** | **(Distintivo verde)** | | | | | | | | | | |
| LMB-1 | Siluminio gamma | Si = 11 ÷ 13<br>Mg = 0,1 ÷ 0,5<br>Mn = 0,4 ÷ 0,6<br>Al = resto | Fundido en arena bonificable<br>Idem coquilla | 24 ÷ 28<br>25 ÷ 30 | 15 ÷ 18<br>16 ÷ 20 | 4 ÷ 1<br>1,5 ÷ 0,7 | 85 ÷ 95<br>90 ÷ 105 | 730° a 770° | 2,7 | 510° en agua | Revenido a 150° | Piezas de difícil moldeo, formas complicadas y altas características. Buena resistencia a la fatiga. |
| LMB-2 | Aleación «Y» de moldeo | Cu = 4<br>Di = 2<br>Mg = 1,6<br>Si = 1<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem íd. bonificable<br>Idem coquilla<br>Idem íd. bonificable | 15 ÷ 19<br>22 ÷ 25<br>18 ÷ 22<br>24 ÷ 31 | 10 ÷ 15<br>16 ÷ 20<br>12 ÷ 16<br>18 ÷ 22 | 1 ÷ 0,5<br>0,8 ÷ 0,3<br>1 ÷ 0,5<br>1 ÷ 0,5 | 70 ÷ 90<br>95 ÷ 110<br>85 ÷ 95<br>100 ÷ 115 | 700° a 750° | 2,75 | 510° en agua | Revenido una hora en agua hirviendo | Piezas resistentes a la fatiga y al calor; moldeo delicado por la elevada contracción en la solidificación. Apropiada para émbolos, culatas, etc. |
| LMB-3 | Aleación AP 33 | Cu = 4,5<br>Ti = 0,45<br>Al = resto | Fundido en arena bonificable<br>Idem coquilla íd. | 29 ÷ 35<br>32 ÷ 35 | 20 ÷ 22<br>23 ÷ 25 | 5 ÷ 3<br>6 ÷ 4 | 90 ÷ 105<br>100 ÷ 115 | 700° a 720° | 2,8 | 510° en agua | | Piezas moldeadas de alta resistencia.<br>Apropiada para el moldeo en arena. |
| LMB-4 | Aleación RR 50 | Cu = 1,3<br>Ni = 1,3<br>Mg = 0,1<br>Fa = 1,1<br>Ti = 1,18<br>Si = 2,2<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem íd. bonificable<br>Idem coquilla<br>Idem íd. bonificable | 15 ÷ 17<br>17 ÷ 20<br>18 ÷ 20<br>20 ÷ 26 | 10 ÷ 12<br>15 ÷ 18<br>10 ÷ 13<br>17 ÷ 22 | 4 ÷ 2<br>3 ÷ 1<br>5 ÷ 4<br>5 ÷ 3 | 60 ÷ 70<br>70 ÷ 80<br>65 ÷ 75<br>75 ÷ 85 | 700° a 730° | 2,70 | 520° en agua o aceite | Revenido de 8 a 20 h. a 160° (según tamaño) | Piezas moldeadas de formas complicadas y resistencia media. Moldeo sencillo. Poca contracción. «Cárters», cajas de cambio, etc. |
| LMB-5 | Aleación RR 53 | Cu = 2,25<br>Ni = 1,3<br>Mg = 16<br>Fa = 1,4<br>Ti = 0,1<br>Si = 1,25<br>Al = resto | Fundido en coquilla<br>Idem íd. bonificable | 20 ÷ 24<br>30 ÷ 38 | 14 ÷ 18<br>20 ÷ 25 | 4 ÷ 0,5<br>2 ÷ 0,3 | 75 ÷ 90<br>120 ÷ 150 | 700° a 730° | 2,72 | 520° en agua o aceite | Revenido de 8 a 20 h. a 160° (según tamaño) | Piezas para moldeo en coquilla y moldeo a presión. Funde bien y tiene gran resistencia a temperaturas elevadas: Embolos, culatas, etc. |
| LMB-6 | Hidronalium (*a*) | Mg = 2 ÷ 4<br>Mn = 0 ÷ 1,5<br>Si = 1,5<br>Sb = 0 ÷ 1<br>Ti = 0 ÷ 0,3<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem íd. bonificable<br>Idem coquilla<br>Idem íd. bonificable | 14 ÷ 18<br>24 ÷ 28<br>15 ÷ 19<br>26 ÷ 33 | 4 ÷ 6<br>12 ÷ 14<br>5 ÷ 7<br>12 ÷ 15 | 8 ÷ 3<br>8 ÷ 5<br>8 ÷ 3<br>15 ÷ 8 | 40 ÷ 60<br>80 ÷ 90<br>50 ÷ 60<br>80 ÷ 90 | 680° a 750° | 2,7 | 510° en agua | | Aleación de buena resistencia mecánica y resistencia a la acción del agua del mar. |
| LMB-7 | Hidronalium (*c*) | Mg = 4 — 10<br>Mn = 0 — 1,5<br>Si = 1,5<br>Sb = 0 — 1<br>Ti = 0 — 0,3<br>Al = resto | Fundido en arena<br>Idem íd. bonificable<br>Idem coquilla<br>Idem íd. bonificable | 16 ÷ 19<br>19 ÷ 25<br>20 ÷ 26<br>22 ÷ 27 | 5 ÷ 8<br>6 ÷ 10<br>8 ÷ 12<br>8 ÷ 14 | 5 ÷ 3<br>4 ÷ 2<br>8 ÷ 5<br>6 ÷ 3 | 65 ÷ 80<br>80 ÷ 90<br>60 ÷ 80<br>80 ÷ 90 | 680° a 750° | 2,6 | 510° en agua | | Aleación de buena resistencia mecánica, muy buena colabilidad y de gran resistencia a la acción del agua de mar. |
| **Grupo LF** | **Aleaciones ligeras para forja** | **(Distintivo rojo)** | | | | | | | | | | |
| LF-1 | Alumán | Mn = 2<br>Ai = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro<br>Duro | 10 ÷ 12<br>15 ÷ 18<br>18 ÷ 23 | 4 ÷ 5<br>8 ÷ 10<br>14 ÷ 18 | 35 ÷ 25<br>12 ÷ 6<br>5 ÷ 2 | 20 ÷ 40<br>40 ÷ 50<br>50 ÷ 60 | | 2,75 | | | Piezas laminadas y perfiles con resistencia a la corrosión. |
| LF-2 | Aleación «KS» | Mn = 1 ÷ 2<br>Mg = 1 ÷ 1,5<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro<br>Duro | 16 ÷ 20<br>20 ÷ 25<br>25 ÷ 30 | 8 ÷ 11<br>12 ÷ 18<br>20 ÷ 25 | 25 ÷ 15<br>7 ÷ 5<br>5 ÷ 2 | 50 ÷ 50<br>60 ÷ 75<br>70 ÷ 90 | | 2,65 | | | Igual que la LF-1, pero mayor resistencia mecánica. |
| LF-3 | Magnalium 3 | Mg = 2,5 ÷ 4<br>Mn = 0 ÷ 1,5<br>Zn = 0 ÷ 1,2<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro | 19 ÷ 25<br>22 ÷ 27 | 8 ÷ 15<br>13 ÷ 15 | 26 ÷ 18<br>15 ÷ 8 | 50 ÷ 60<br>55 ÷ 65 | | 2,7 | | | Piezas y perfiles de elevada resistencia mecánica, con buena resistencia a la corrosión y al agua de mar. |
| LF-4 | Magnalium 5 | Mg = 4 ÷ 6<br>Mn = 0 ÷ 1,5<br>Zn = 0 ÷ 1,2<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro | 22 ÷ 29<br>25 ÷ 32 | 11 ÷ 15<br>14 ÷ 18 | 25 ÷ 2<br>15 ÷ 8 | 60 ÷ 75<br>70 ÷ 85 | | 2,65 | | | Igual que el LF-3, con mayor resistencia mecánica. |
| LF-5 | Magnalium 7 | Mg = 6 ÷ 8<br>Mn = 0 ÷ 1,5<br>Zn = 0 ÷ 1,2<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro | 30 ÷ 37<br>35 ÷ 42 | 15 ÷ 18<br>22 ÷ 25 | 24 ÷ 15<br>15 ÷ 8 | 70 ÷ 85<br>90 ÷ 105 | | 2,65 | | | Igual que el LF-4, con mayor resistencia mecánica. |
| LF-6 | Magnalium 9 | Mg = 8 — 10<br>Mn = 0 — 1,5<br>Zn = 0 — 1,2<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Semi-duro | 35 ÷ 42<br>38 ÷ 46 | 16 ÷ 20<br>22 ÷ 28 | 23 ÷ 15<br>15 ÷ 8 | 80 ÷ 100<br>95 ÷ 100 | | 2,6 | | | Igual que el LF-5, con mayor resistencia mecánica. |
| **Grupo LFB** | **Aleaciones ligeras para forja bonificable** | **(Distintivo rosa)** | | | | | | | | | | |
| LFB-1 | Aluminio - Cobre | Cu = 4,5 ÷ 6<br>Mg = 0,0 ÷ 0,6<br>Si = 0,2 ÷ 0,5<br>Mn = 0,4 ÷ 0,6<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Bonificado<br>Idem y duro (con acritud) | 16 ÷ 22<br>34 ÷ 40<br>40 ÷ 50 | 4 ÷ 8<br>18 ÷ 25<br>32 ÷ 40 | 25 ÷ 15<br>20 ÷ 8<br>10 ÷ 2 | 50 ÷ 60<br>100 ÷ 120<br>110 ÷ 130 | | 2,8 | 525° en agua | Revenido a 120° | Piezas sometidas a esfuerzos elevados, pero no a corrosión. |
| LFB-2 | Duraluminio | Cu = 3,5 ÷ 4,5<br>Mg = 0,9 ÷ 1,5<br>Si = 0,2 ÷ 0,9<br>Mn = 0,9 ÷ 1,5<br>Al = resto | Forjado y recocido<br>Bonificado<br>Idem y duro (con acritud) | 16 ÷ 22<br>38 ÷ 45<br>42 ÷ 45 | 5 ÷ 8<br>21 ÷ 28<br>35 ÷ 45 | 23 ÷ 16<br>22 ÷ 15<br>12 ÷ 5 | 50 ÷ 60<br>100 ÷ 120<br>120 ÷ 140 | | 2,8 | 510° en agua | Espontánea en 5 días o revenido 2 horas en agua hirviendo. | Piezas de alta resistencia no sometidas a corrosión. Perfiles, piezas estampadas, palas de hélice, cárters, etc. |
| LFB-3 | Duralplat o Actal | Análogo al duraluminio, pero cubierto por dos láminas de aluminio puro en ambas caras. | Laminado y bonificado | 35 ÷ 41 | 15 ÷ 22 | 22 ÷ 6 | | | 2,78 | 510° en agua | Espontánea en 4 días o revenido 2 hirviendo. | Chapas y perfiles protegidos contra la corrosión. Flotadores, etc. |
| LFB-4 | Aleación «Y» de forja | Cu = 3,8 ÷ 4,2<br>Ni = 1,8 ÷ 2,2<br>Mg = 1,0 ÷ 1,6<br>Ai = resto | Forjado y recocido<br>Bonificado | 16 ÷ 22<br>35 ÷ 40 | 10 ÷ 15<br>22 ÷ 28 | 20 ÷ 15<br>15 ÷ 8 | 40 ÷ 60<br>100 ÷ 120 | | 2,80 | 520° en agua o aceite (calent.° 24 a 48 horas) | Espontánea en 5 días o 2 horas en agua hirviendo | Piezas forjadas de alta resistencia mecánica y en caliente. Alto límite de fatiga. Poca resistencia a la corrosión. Embolos, «cárters», hélices, etc. |
| LFB-5 | Almasiluminio | Mg = 0,5 ÷ 1<br>Si = 1 ÷ 2<br>Mn = 0,6 ÷ 0,8<br>Al = resto | Laminado y recocido<br>Bonificado<br>Idem con acritud | 10 ÷ 13<br>30 ÷ 35<br>35 ÷ 42 | 5 ÷ 7<br>20 ÷ 25<br>32 ÷ 35 | 25 ÷ 20<br>15 ÷ 10<br>6 ÷ 2 | 90 ÷ 100<br>110 ÷ 120 | | 2,63 | 570° en agua | Revenido a 165° | Piezas de alta resistencia mecánica y resistencia a la corrosión. Soldable. |
| LFB-6 | Aleación RR 56 | Cu = 2<br>Ni = 1,3<br>Mg = 0,8<br>Fe = 1,4<br>Si = 0,7<br>Ti = 0,1<br>Al = resto | Forjado y recocido<br>Bonificado | 45 ÷ 50 | 30 ÷ 35 | 20 ÷ 10 | 120 ÷ 160 | | 2,75 | 520° en agua (calent.° 4 h.) | 8 a 20 horas<br>Revenido a 175° | Piezas forjadas con alta resistencia mecánica y a la fatiga. |
| LFB-7 | Aleación RR 59 | Cu = 2,25<br>Ni = 1,32<br>Mg = 1,6<br>Fe = 1,4<br>Si = 0,5<br>Ti = 0,1<br>Al = resto | Forjado y recocido<br>Bonificado | 35 ÷ 40 | 28 ÷ 32 | 9 ÷ 7 | 125 ÷ 130 | | 2,75 | 525° en agua (calent.° 4 h.) | 8 a 20 horas<br>Revenido a 175° | Piezas forjadas de formas complicadas con alta resistencia mecánica en caliente. |
| **Grupo LUM** | **Aleaciones ultraligeras para moldeo** | **(Distintivo amarillo)** | | | | | | | | | | |
| LUM-1 | Electrón AZG | Al = 5,5 ÷ 6,3<br>Zn = 0,2 ÷ 0,5<br>Mn = 0,1 ÷ 0,3<br>Mg = resto | Fundido | 16 ÷ 20 | 7 ÷ 9 | 5 ÷ 2 | 50 ÷ 60 | 720° a 770° | 1,3 | | | Piezas moldeadas de gran ligereza. «Cárters» poco cargados. |
| LUM-2 | Electrón AZF | Al = 3,5 ÷ 4,3<br>Zn = 0,2 ÷ 0,5<br>Mn = 0,1 ÷ 0,3<br>Mg = resto | Fundido | 17 ÷ 21 | 7 ÷ 9 | 6 ÷ 3 | 45 ÷ 55 | 720° a 770° | 1,78 | | | Piezas moldeadas de gran ligereza. Ruedas, patines de cola; patas de tren. |
| LUM-3 | Electrón AM 503 de moldeo | Mn = 1,5 ÷ 2<br>Mg = resto | Fundido | 8 ÷ 12 | 6 ÷ 9 | 6 ÷ 3 | 30 ÷ 35 | 700° a 750° | 1,77 | | | Piezas de moldeo de gran ligereza y poca resistencia. Piezas moldeables. Resistencia a la corrosión. |
| LUM-4 | Electrón A 9 V | Al = 7 ÷ 11<br>Zn = 0,2 ÷ 0,5<br>Mn = 0,1 ÷ 0,3<br>Mg = resto | Recocido 24 horas a 420°<br>Sin tratar | 23 ÷ 26<br>16 ÷ 20 | 7 ÷ 11 | 12 ÷ 5<br>6 ÷ 3 | 55 ÷ 65<br>50 ÷ 60 | 720° a 770° | 1,6 | | | Piezas de moldeo de gran ligereza y alta resistencia. «Cárters» con cargas elevadas, ruedas, etc. |
| **Grupo LUF** | **Aleaciones ultraligeras de forja** | **(Distintivo violeta)** | | | | | | | | | | |
| LUF-1 | Electrón Am 505 de forja | Al = 0,1 ÷ 1,3<br>Zn = 0,1 ÷ 1,3<br>Mn = 0,8 ÷ 1,5<br>Mg = resto | Recocido en barras<br>Idem en chapas | 19 ÷ 23<br>19 ÷ 23 | 14 ÷ 17<br>8 ÷ 14 | 5 ÷ 2<br>10 ÷ 5 | 40 ÷ 50<br>38 ÷ 45 | | 1,77 | | | Piezas laminadas en barras y perfiles, chapas, etc., de gran ligereza y poca resistencia.<br>Piezas soldables y resistentes a la corrosión. |
| LUF-2 | Electrón AZM | Al = 6 ÷ 7<br>Zn = 0,5 ÷ 1<br>Mn = 0,2 ÷ 0,5<br>Mg = resto | Recocido en barras<br>Idem en chapas | 28 ÷ 32<br>28 ÷ 32 | 18 ÷ 22<br>16 ÷ 20 | 12 ÷ 8<br>14 ÷ 10 | 60 ÷ 65<br>50 ÷ 60 | | 1,78 | | | |



nen la palabra la Federación Aeronáutica Internacional, la ATEEM (Asociación Técnica Española de Estudios Metalúrgicos) y el INTA (Instituto Nacional Técnica Aeronáutica) bajo los auspicios del Consejo Superior de Investigaciones Científicas (Patronato «Juan de la Cierva»).

En el Primer Congreso Internacional de la Seguridad Aérea, celebrado en París, se sacaron importantes consecuencias sobre estas *aleaciones ligeras*, su *afino*, sus *tratamientos térmicos* y *ensayos*, y se dió a éstos y a los laboratorios importancia preponderante, y se aconsejó que las *Secciones Metalúrgicas de Hornos de las Fábricas* (de Fundición, de Forja, de Tratamientos Térmicos) *estén bajo la dirección del laboratorio*.

La evolución general de la industria moderna tiende a reemplazar los antiguos métodos empíricos por procedimientos científicos y precisos. Desapareció el período *artístico*, lleno de *sorpresas*, para dar paso al de la *ciencia*. Este principio ha sido aún más impuesto al descubrirse estas *aleaciones ligeras*, su proceso de afino y sus tratamientos térmicos, que tan notablemente elevan sus cualidades.

Ha habido que modificar en la industria el material, modernizar éste y los métodos de trabajo, emplear hornos que permitan el reglaje de la temperatura, vigilancia térmica con pirómetros, elección de primeras materias, comprobación de los resultados con ensayos mecánicos, químicos y metalográficos, etc. Esto, y la utilización de estas aleaciones, cuya composición queda fijada entre próximos límites, y que necesitan tratamientos térmicos de precisión rigurosa, ha estrechado más aún la continua colaboración entre fundidores y laboratorios.

Abandonado el fundidor a sus propios medios, es incapaz, generalmente, de hacer progresar por sí mismo, de manera científica, su industria. El dominar una nueva aleación, su afino y su tratamiento térmico, lleva consigo estudios, gastos y experimentos continuados que no pueden ser hechos más que en los laboratorios, dotados de personal muy técnico especializado. El fundidor ha de resolver las dificultades prácticas de fabricación. De la colaboración y compenetración del laboratorio y la fundición deriva el buen éxito.

Desde la creación del duraluminio se han sucedido los progresos de las aleaciones de aluminio, ya sean de fundición o de forja o laminación, y se ha conseguido, partiendo de un metal como el aluminio, cuya resistencia a la rotura es sólo de 10 kilogramos por $mm^2$, producir aleaciones con 90 % de aluminio y que dan cargas de rotura de 40, 45 y hasta 50 kilogramos por $mm^2$. Esto ha sido consecuencia de una serie de trabajos de *laboratorio* que ha conducido a la generalización de los tratamientos térmicos (temple y revenido) de estas aleaciones ligeras, que han constituído uno de los éxitos mayores de la física-química moderna, con las consiguientes aplicaciones en la construcción mecánica y en la construcción aeronáutica.

Hemos citado el *titanio* como muy interesante para mejorar las *aleaciones ligeras*. Igual pasa adicionado en otras aleaciones y en los aceros especiales. En la Conferencia que nos dió en nuestra Asociación Técnica Española de Estudios Metalúrgicos, el 2 de febrero último, el sabio Doctor F. R. Morral, Profesor de Metalurgia de la Universidad de Syracuse, Nueva York (Estados Unidos de Norteamérica) sobre «Progresos de Materiales de Ingeniería Modernos, principalmente metales», se ocupó con gran interés del *titanio* y sus aplicaciones. Veáse «Técnica Metalúrgica» órgano oficial de la A. T. E. E. M., que publica dicha Conferencia.

Para terminar, y además de a «La Hispano-Suiza», dedico un recuerdo a la Casa «Elizalde», que también fabrica motores de aviación, pues forja, trata y mecaniza algunas de las *aleaciones ligeras* de que hablamos, y que utiliza en sus motores.

«La Hispano-Suiza» y «Elizalde» han fabricado siempre motores de fama mundial.

*NOTA FINAL*

Cómo se obtiene la fundición acerada o perlítica lo expliqué en mi libro «Movilización industrial e Industria militar», ya agotado; y, en conferencia que di en el I Congreso Internacional de Fundición celebrado en Barcelona, por la Unión Industrial Metalúrgica junto con L'Association Technique de Fondeire (A. T. F. de París) y con las Asociaciones Técnicas de Fundición del todo el mundo.

Cómo se obtiene el latón lo expliqué en mi Conferencia sobre «Fabricación del latón. Ayer y Hoy», dada en París en un Congreso Internacional de Fundición y publicada en revistas técnicas españolas y extranjeras. En dicho Congreso internacional, organizado por la Association Technique de Fonderie, de París, referí en mi conferencia cómo monté y puse en marcha un horno eléctrico de inducción para fundir metales y sus aleaciones, y fué el primero que se montó en España y con el que obtuve un producto mejor y mucho más económico que con el incómodo sistema antiguo de crisoles. Algún tiempo después, tuvo hornos eléctricos de inducción de esta clase la tan importante fábrica «Metales y Platería Ribera», de





Barcelona. Estos hornos de inducción los emplearon Alemania, Norteamérica e Inglaterra, y después España. En Inglaterra vi varios funcionando en el magnífico Arsenal de Woolwich (cerca de Londres). Su Director, el ilustre Coronel de Artillería, Mr. A. O. *Boyd*, me colmó de atenciones y me llamó «huesped de honor por ser compañero de Arma», presentándome a todos los Jefes y Oficiales del Royal Regiment Artillery y Profesores de la Academia de Artillería que estaban también en Woolwich. En dicha Academia de Artillería había una gran estatua de mármol blanco, simbolizando la Artillería, con un lema en el pedestal que decía: CIENCIA ARMADA.

El arsenal de Woolwich era una magnífica Factoría Militar, que me recordaba nuestras Fábricas de Artillería de Trubia y de Toledo, juntas y fundidas. Allí se fabricaban aceros y aleaciones metálicas de todas clases para obtener los mismos productos que nuestras fábricas antes mentadas. Sus laboratorios químicos, mecánicos y metalográficos son espléndidos. Para obtener latón y otras aleaciones emplearon en sus crisoles hornos eléctricos de inducción, como el que monté en la Fábrica de Toledo, y antes digo.

Sobre «Fundición y Afino de Aleaciones de Aluminio» di una Conferencia en el Congrès International de Fonderie, de París de 1937 y aprovecho esta ocasión para agradecer al insigne metalurgista francés M. León Guillet, que tuvo a bien citar y comentar y aprobar dichos trabajos míos sobre fundición y afino en las páginas 336 y 357 de la primera parte del segundo tomo de su tan notable obra «Les métaux légers et leurs alliages», edición de 1940, editada por Dunod, de París. Mi gratitud y admiración también a mi ilustre amigo el eminente metalurgista francés M. Albert Portevin, Director de «La Révue de Métalurgie», de París, por los trabajos que me envía.

Ved también mi conferencia sobre «Aceros para Aviación y automovilismo» y «Misión de las Fábricas Militares y su relación con la Industria Civil», dadas, la primera en el Congreso Nacional de Estudios Metalúrgicos celebrado en Barcelona (1944) bajo los auspicios de la Asociación Técnica Española de Estudios Metalúrgicos (A. T. E. E. M.), y la segunda en la Real Academia de Ciencias de Barcelona (en Librería Francesa, Barcelona, y en Espasa-Calpe, Casa del Libro, Madrid, y Casa del Libro, Barcelona).

Ved mi Conferencia sobre «Teoría y Práctica para la buena obtención del Hierro Maleable», dada en el XXII Congreso Internacional de Química Industrial, de 1949, celebrado en Barcelona, en el número especial de octubre dedicado al Congreso de «Chimie & Industrie», de París, y en el número de noviembre de 1949 de «Metalurgia y Electricidad», páginas 28 y siguientes. Asistieron y presentaron memorias destacadas eminencias extranjeras, y presidí las sesiones de Mineralurgia y Metalurgia.

Y ved, finalmente, los Boletines del Instituto del Hierro y del Acero y los importantes trabajos sidero-metalúrgicos, que mensualmente aparecen en «Técnica Metalúrgica», órgano de la Asociación Técnica Española de Estudios Metalúrgicos (A. T. E. E. M.), de los que recomiendo cuatro interesantísimas conferencias dadas en nuestra A. T. E. E. M. y publicadas en «Técnica Metalúrgica»: la del ilustre Ingeniero de Minas D. Agustín Marín y Bertrán de Lis, sobre «El Instituto Geológico y Minero de España»; la del Ilmo. Sr. D. Agustín Plana Sancho, Coronel de Artillería, Director del Instituto del Hierro y del Acero, sobre «Siderurgia. Problemas de la producción nacional»; la de M. Georges Delbart sobre «El Instituto de Investigaciones de la Siderurgia de Francia, y la de M. Albert Portevin sobre «Osmond, creador de la Metalografía».

---

*Terminada la lectura de este interesante y documentado trabajo, comienza la del siguiente, núm. 53:*





# N.º 53. - Fabricación, por colada, de crisoles para vidrios ópticos

Autor: D. RODRIGO CANGA RODRÍGUEZ
Comandante de Ingenieros de Armas Navales

## INTRODUCCIÓN

A la industria óptica se le piden continuamente nuevos instrumentos que han de satisfacer condiciones cada vez más difíciles de cumplir.

Los objetivos fotográficos, por tomar un caso concreto, van en una verdadera carrera de crecientes aperturas. Se han construído objetivos para televisión cuya apertura alcanza F: 0,7. Lo mismo podríamos decir del ángulo de campo. Los objetivos de foco variable utilizados en cámaras cinematográficas, crean aún problemas más complejos.

Para llenar las nuevas necesidades de instrumentos ópticos juega el calculista con creciente número de variables: radios de curvatura de las lentes y los diferentes vidrios ópticos. Para aumentar el número de estos últimos, se manejan actualmente además de los elementos químicos clásicos (Si, B, As, F, Na, K, Ca, Ba, Zn, Pb, etc.) otros nuevos, algunos de los cuales hace poco tiempo eran considerados de interés científico exclusivamente. Podemos citar, entre otros, el La, Ta, Zr, W, Ti, Th, Be.

El proyecto de un instrumento nuevo es extraordinariamente laborioso y difícil; el tiempo empleado puede medirse, muchas veces, en miles de horas y aún años de trabajo de personal especializado. Para fabricar una serie numerosa de instrumentos según el proyecto realizado, es necesario que la factoría encargada de suministrar los vidrios pueda producir las diferentes clases con una constancia en las características ópticas desconocida en casi todas las otras industrias y, por supuesto, en las demás de vidrio. Basta indicar que la oscilación en el índice de refracción para diferentes fusiones del mismo vidrio debe ser menos de una unidad decimal de tercer orden, y que, en la misma colada, no debe pasar de unidades de cuarto orden. En vidrio de gafas, en algunos milímetros de distancia, hay fluctuaciones de unidades de tercer orden; en vidrios comerciales adquieren valores de unidades de segundo orden. Nos referimos a porciones de vidrio consideradas libres de defecto, al menos, detectable a simple vista.

Otras condiciones exigidas al vidrio óptico son: máxima transparencia, falta de todo color, sin empleo de decolorante (en realidad, colorantes complementarios) y la máxima libertad posible de faltas de homogeneidad, burbujas, cuerdas, estrías, etc.

Sabido es que el vidrio se fabrica fundiendo sus





componentes en un recipiente de material refractario. Ahora bien, todos los que pueden emplearse industrialmente son sensiblemente solubles en el vidrio fundido. El espesor del refractario en contacto con el vidrio disminuye diariamente décimas de milímetro o, aún más, de una unidad entera. Esto es especialmente cierto para los vidrios ópticos que contienen elementos como el Ba, Pb, B, F, As, etc., que se caracterizan por hacer el vidrio marcadamente corrosivo. Se comprende que esta aportación continua de materiales difícilmente solubles, procedentes del refractario, es grave obstáculo para la homogeneización de la masa de vidrio fundido.

Si a los hechos citados agregamos que los crisoles se emplean, en general, una vez solamente, se desprende fácilmente la influencia decisiva que sobre la calidad y coste del vidrio tienen los del crisol.

## CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS CRISOLES

Los crisoles para vidrio óptico son *crisoles abiertos.* Tienen frente a los cerrados la ventaja de permitir que la energía radiante penetre directamente en la masa de vidrio fundido. La entrada de calor por radiación es importante. Una vez que la composición ha reaccionado, la masa fundida, muy transparente, se calienta profundamente sin necesidad de que se establezca un gradiente de temperatura de la superficie al interior. Si la transparencia es pequeña, las cosas transcurren de muy diferente manera. Los vidrios coloreados fundidos en horno de tanque, es decir, recibiendo el calor por la superficie, atacan especialmente los bloques por la línea de intersección de la superficie del baño (línea de flotación), a causa del sobrecalentamiento de ésta.

Los *crisoles abiertos* son de fabricación más sencilla que los cerrados y permiten fácil acceso al baño. La corriente de los gases de la combustión arrastra los gases que se desprenden del vidrio con influjo favorable sobre la velocidad de fusión. Por otra parte, como la combustión ha de estar perfectamente vigilada y el combustible debe ser muy puro, no hay que temer daño del contacto con el baño de los gases de la combustión. Finalmente, debe indicarse que en la fabricación de vidrio óptico cada horno lleva un sólo crisol, de modo que la marcha del primero va ajustada a la del segundo (al revés que en los hornos de varios crisoles, cuyo contenido debe trabajarse sucesivamente).

El *grueso de las paredes* de los crisoles que estudiamos debe ser el preciso para asegurar la resistencia mecánica necesaria. Como, en general, no se emplean más que una vez, las paredes no llegan a debilitarse por la corrosión del vidrio. Por otra parte, las paredes delgadas vienen aconsejadas por la economía de materiales, la facilidad en el secado de la pieza y la conductividad térmica. Tienen siempre *forma* cilíndrica o ligeramente troncocónica. De este modo, presentan la máxima resistencia a la presión interior del vidrio y a la exterior de las mandíbulas del carro de transporte. La sección circular ofrece también el valor mínimo de la relación superficie/volumen.

La *capacidad,* desde el punto de vista de lograr el mínimo de superficie de ataque relativa, debe ser máxima, pues el valor de la fracción superficie/volumen es inversamente proporcional a las dimensiones lineales del crisol. La experiencia demuestra que, empleando crisoles mayores, el rendimiento en vidrio utilizable es mayor. A este incremento en dimensiones se oponen otros factores como la resistencia mecánica del crisol, dificultades en calentamiento, en enfriamiento (*) y en el manejo, flexibilidad de producción, etcétera.

La capacidad de los crisoles usados actualmente oscila entre 200 y 600 litros.

*Dimensiones.*—En la figura 1 se presenta el crisol empleado en la industria americana. En la figura 2 aparece el crisol alemán de la «Schott und Genossen».

(*) Concluído el afinado del vidrio se deja enfriar en el horno, al mismo tiempo que se mantiene en agitación constante mediante una máquina movida eléctricamente que arrastra una caña de refractario que describe círculos a través del baño (guinandado). El fin de esta agitación es aumentar la homogeneidad del vidrio e impedir que los vidrios aluminosos, de gran viscosidad, producidos en el ataque del crisol, pasen al centro de la masa. Esta agitación se mantiene el tiempo posible (hasta alrededor de 1.000°). Cuando se interrumpe, se retira el agitador y se saca el crisol del horno. Conviene que el vidrio se enfríe entonces, rápidamente. Así se evita que las corrientes de convección introduzcan el vidrio impuro en el seno de la masa homogénea central. Sin embargo, una diferencia excesiva de temperatura entre el interior y el exterior de la masa es perjudicial, porque el vidrio tendería a romper en pequeños fragmentos o a formar espacios vacíos. Un enfriamiento demasiado lento produciría la desvitrificación de la masa. Todo ello impone un límite en el tamaño del crisol.





Las dimensiones son las del crisol en verde, es decir, antes de ser cocido.

El grueso del fondo es mayor que el de las paredes laterales; ha de resistir como una placa cargada uniformemente el peso de todo el vidrio (cuya densidad puede pasar de 5, es decir, más del doble que la del vidrio ordinario) en el momento de extraer el crisol del horno. Durante la permanencia en éste debe compensar los defectos de asiento sobre la solera a elevada temperatura y durante largo tiempo. A pesar de todo, el grueso es igual o menor que el de crisoles de

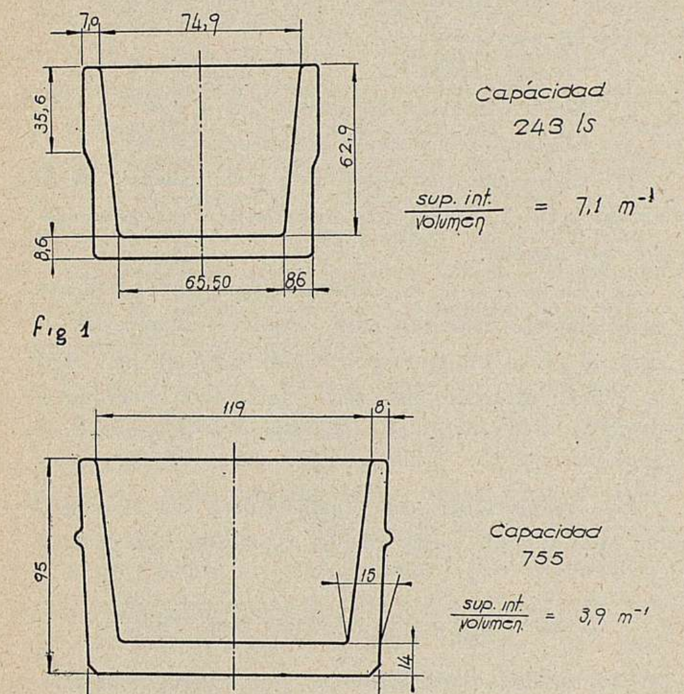



Fig 1

Fig. 2

vidrio de luna con menos altura y densidad mitad. Esto es debido a que conviene emplear sólo el grueso estricto para asegurar el más rápido enfriamiento por el fondo, una vez puesto el crisol fuera del horno.

El crisol de la figura 2 tiene grueso relativo mayor de lo ordinario; se emplea en la «Schott und Genossen», donde siguen un procedimiento en la fabricación del vidrio óptico distinto del clásico; cuelan el vidrio fundido en cajas de hierro, y emplean un crisol hasta cuatro veces. Esto puede explicar el grueso relativamente grande de las paredes y del fondo.

También se puede ver que la altura relativa de los crisoles grandes es menor que la de los pequeños. Con ello se busca no alargar demasiado la fusión, que, en crisol abierto, tiene, «a grosso modo», duración proporcional a la profundidad del baño.

Véase el cambio de sección dispuesto para permitir que hagan presa las mandíbulas del carro de transporte. Los crisoles americanos tienen un escalón, pues la parte lateral del molde se extrae por debajo. Los moldes alemanes, por el contrario, se abren por dos generatrices opuestas.

*Resistencia mecánica.*—En los crisoles americanos el coeficiente de ruptura a la tracción del material del crisol cocido oscila alrededor de los 110 kgs. $cm^2$.

*Temperatura de fusión.*—En cuanto a refractoriedad, ambos tipos de crisoles presentan como *cono pirométrico equivalente* el núm. 32 (cono «Seger», que dobla al mismo tiempo que el cono fabricado con material de crisol).

*Máximo de $Fe_2O_3$ admisible.*—Los componentes de vidrio óptico nunca deben tener más de 0,02 % de $Fe_2O_3$ (referido a óxidos fijos). En vidrios de primera calidad el $Fe_2O_3$ no debe pasar de 0,01 %.

Si consideramos que 0,5 a 1 % del total del vidrio fundido en un crisol de tipo medio, procede de la disolución de aquél, con un contenido de $Fe_2O_3$, en el crisol cocido del 2 %, pasa al vidrio, en el peor de los casos, $0,02 \times 0,01 = 2 \times 10^{-4} = 0,02$ %, es decir, tanto hierro como puede admitirse en las materias primas. Puede decirse, como resumen, que no conviene que el contenido de $Fe_2O_3$ del crisol pase de 1 a 1,5 %. Las tolerancias deben ser más severas cuando se trate de fundir «krown» o «flint» pesados, muy corrosivos y sensibles al teñido por el $Fe_2O_3$. Como ejemplo concreto podemos indicar que se ha demostrado que el «flint» extra pesado, con más de 70 % de PbO, puede obtenerse incoloro si se toman especiales precauciones para evitar la entrada de óxido de hierro (ha de estar bien por debajo de 0,01 %).

Los «flint» pesados ordinarios siempre tienen tinte amarillento.

El empleo de crisoles con bajo contenido en $Fe_2O_3$ es conveniente desde el punto de vista de la economía de los productos químicos empleados en la fabricación del vidrio. Del total del vidrio obtenido en una fusión sólo puede utilizarse de un 20 a un 40 %. El resto, en parte, puede refundirse, pues sólo está inuti-





lizado por exceso de burbujas, ondas o estrías, etc. Su aprovechamiento en una nueva fusión, como acompañante de la composición, arena, carbonatos, nitratos, etc.), es aconsejable no sólo por economía, sino también por facilitar el proceso de fusión y por atacar al crisol mucho menos que la composición. El único obstáculo que se opone a su empleo en gran cantidad es que introduce, además del hierro de la composición, el hierro extraído del crisol en las sucesivas fusiones. Rebajando el contenido en óxido de hierro en crisol, tanto mayor uso puede hacerse del cascote residuo de las fusiones anteriores.

*Contenido de* $TiO_2$.—Es corriente que las arcillas contengan bióxido de titano en cantidades muy variables. Son comunes valores comprendidos entre 1 y 6 %. No es conveniente que sea alto el contenido en $TiO_2$, pues en la disolución del crisol, pasa al vidrio y refuerza el poder colorante del $Fe_2O_3$.

*Porosidad y permeabilidad.*—Deben mantenerse lo más bajas posibles para dificultar el ataque por el vidrio. El único límite en el aumento de compacidad del crisol, lo imponen la fabricación y la sensibilidad a los cambios de temperatura.

En los crisoles del NBS, la porosidad alcanza un valor de 21 ± 1 % después que han sido calcinados a 1.400°. La permeabilidad al aire, tiene un valor de 0,04 (*).

Un cambio pequeño en la fórmula de gruesos de grano de la chamota tiene mucha más influencia sobre la permeabilidad que sobre la porosidad. Como ejemplo damos los siguientes valores:

| Densidad aparente de la chamota | Porosidad | Permeabilidad |
|---|---|---|
| 1,197 | 24 % | 0,1 |
| 1,26 | 20 % | 0,038 |

(*) Se entiende aquí por permeabilidad al aire, el valor del quebrado:

$$\frac{\text{Volumen de aire} \times \text{espesor de la muestra}}{\text{Área de la muestra} \times (P_1 - P_2)}$$

Tomando por unidades el cm. y el cm. de agua, $P_1$ y $P_2$ son las presiones en cada una de las caras de la probeta. Estas presiones son muy próximas a la atmósfera y la temperatura es la ordinaria.

## MÉTODOS DE MOLDEO DE CRISOLES

Para fabricar los crisoles hay dos procedimientos de empleo ordinario: 1), moldeo a mano; 2), pasar la colada de la masa fluidificada a moldes de yeso.

El segundo método ha reemplazado extensamente al primero. Según los datos que poseemos, en Estados Unidos, Canadá y Australia (los dos últimos países emprendieron la fabricación en la última guerra, guiados por el primero), se emplea únicamente el moldeo por colada. En Alemania y Japón se emplean los crisoles hechos a mano, sólo en casos especiales.

Como ventajas del moldeo por colada podemos enumerar los siguientes:

1) Es más rápido.

2) Reduce la mano de obra a 1/5 ó 1/4.

3) Elimina extensamente el factor personal.

4) Como material crudo se emplea, además de la arcilla plástica, caolín, más refractario y pobre en hierro que aquélla.

5) En el caso de no emplear ningún forro interior, especialmente dispuesto para resistir el ataque del vidrio, el crisol obtenido por colada presenta una capa superficial de grano más fino y más compacta que el resto, la cual protege el crisol frente al ataque del vidrio.

Los crisoles fabricados a mano tienen más rensistencia mecánica en verde que los fabricados por colada.

### FUNDAMENTO DEL MOLDEO POR COLADA

Las arcillas están formadas por varios minerales. Los que entran en más cantidad y le comunican las propiedades plásticas, se presentan en plaquitas de tamaños muy diversos; los de tamaño suficientemente pequeño (micras o fracciones de micras) tienen propiedades coloidales.

Puede obtenerse un *sol* de arcilla en agua, agregando defloculantes $CO_3Na_2$, $SiO_3Na_2$, $NH_3$, aminas terciarias, etc., en las debidas proporciones. La arcilla tiene carácter de coloide liófilo, es decir, cada micela está rodeada de un manto de moléculas de agua débilmente retenida, y, como todos los coloides de esta clase, eleva considerablemente la viscosidad del disolvente. Al mismo tiempo, como las micelas tienen densidad mayor que la del agua, la densidad de la dispersión será tanto mayor cuanto más concentrada.





Este incremento en densidad y viscosidad facilita el mantener en suspensión partículas no plásticas, de cierto tamaño (chamota, feldespato, etc.), y aun con el líquido en reposo la sedimentación de las partículas gruesas necesitará tiempo relativamente considerable.

Si esta dispersión mecánico-coloidal se cuela en moldes de yeso, éste absorbe el agua, y la masa se va solidificando a partir de la parte en contacto con las paredes del molde.

La velocidad de solidificación dependerá de la porosidad del molde, pero muy especialmente del contenido coloidal de la barbotina. Cuando la proporción de arcilla plástica es muy grande se precipita, al principio, una capa compacta y poco permeable que dificultará extraordinariamente el paso del agua al molde.

Si la solidificación es suficientemente rápida, no se producirán separaciones importantes de material grueso, y la estructura será homogénea. Al secar la pieza, se contrae y separa de la parte exterior del molde y comprime a la parte interior si la hay. Por eso, los machos se retiran antes que los moldes, para evitar que la pieza se agriete.

Un fenómeno que viene a complicar las cosas es la tixotropía. Muchos coloides en estado de sol, cuando quedan en reposo, se van coagulando sin separación de disolvente, hasta adquirir cierta rigidez. Por ejemplo, si están contenidos en un tubo de ensayo, éste puede volverse sin que caiga el contenido. Este fenómeno es reversible; el gel pasa a sol por agitación. Puede bastar una vibración sostenida algún tiempo.

Todo ocurre como si las partículas adquirieran cierto orden que se rompe con la agitación. La tixotropía, medida por la velocidad de crecimiento de la viscosidad aparente, tiene un valor máximo para un cierto PH, crece con la concentración y está muy influída por los iones existentes en la dispersión.

En general, la determinación de la cantidad de defloculantes ha de hacerse por tanteo. Varía extraordinariamente, según la procedencia de las arcillas. Los iones metálicos monovalentes en la proporción correcta facilitan la defloculación; en cantidad suficiente hacen flocular la dispersión; el efecto floculante crece con la valencia del ión. Por eso se emplean algunas veces el $Cl_2Ca$ y el $Cl_3Al$ como floculantes.

La cantidad de agua debe ser lo más reducida posible, para facilitar el desmoldeo y reducir la contracción de la pieza. Sin embargo, es necesaria una fluidez mínima para la colada, y la eliminación de burbujas de aire (para evitar éstas se ha propuesto trabajar con vacío).

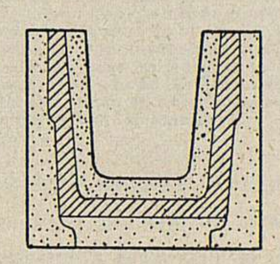
Pequeños cambios en la proporción de arcilla plástica tienen gran influencia en las propiedades de la barbotina. Ya hemos visto antes la causa de que se evite su empleo en gran proporción. Un incremento en temperatura determina fuerte aumento en fluidez, pero, en general, no se emplea esta propiedad. De todas formas, conviene operar a temperatura aproximadamente constante.

## FABRICACIÓN DE CRISOLES

Estudiaremos ahora los detalles prácticos de la fabricación de los crisoles. Tomamos como base el sistema seguido en el National Bureau of Standards (Wáshington). En caso de referirnos a métodos seguidos en otros puntos, se advertirá expresamente.

Las arcillas se reciben en polvo fino que ya ha sido separado de las partículas gruesas por arrastre en corriente de aire, en el establecimiento proveedor.

La chamota de crisol se prepara a partir de los tr-



*Sección del molde con el crisol*

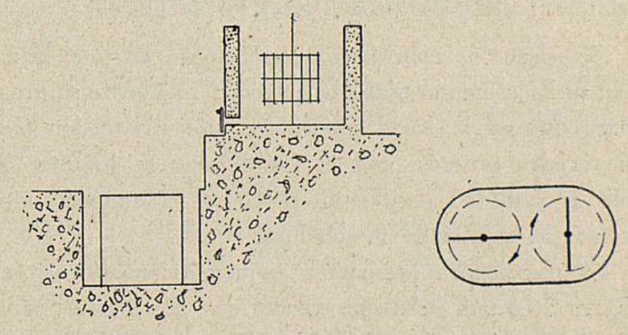


Fig. 3





zos de crisol usado. Se comienza por limpiarlos a mano, del vidrio adherido, utilizando un martillo.

Estos trozos pasan después a la instalación de molienda, constituída por una quebrantadora, dos molinos de muelas gemelas de eje horizontal, un juego de cribas vibrantes colocadas en serie, correas de transporte del material, etc.

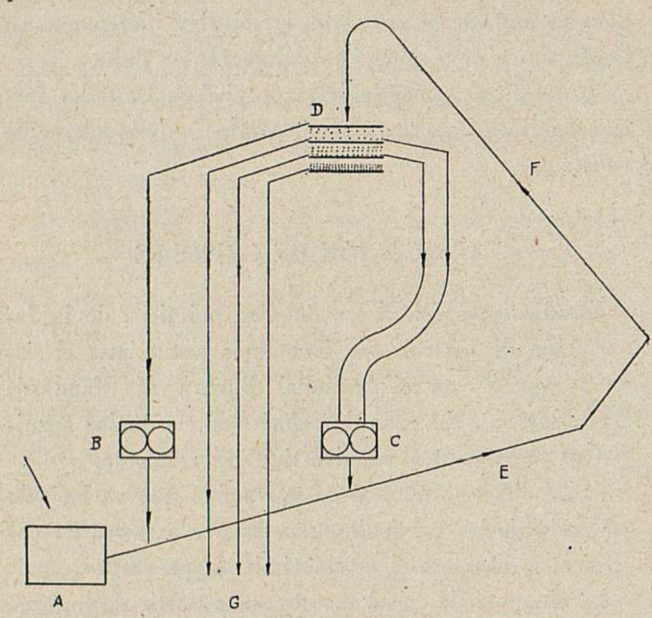



Fig. 4.—Esquema de la instalación de molido de trozos de crisol usado.—A, Quebrantadora de mandíbulas.—E, F, Correas de elevación del material.—D, Serie de cribas de finura creciente.—B, Molino para los trozos gruesos dejados por la quebrantadora.—C, Molino para las fracciones gruesas, en caso de que se haya obtenido suficiente cantidad de ellas.—G, Salida de fracciones de molienda finales. También tiene instalación de aspiración del polvo con entradas convenientemente distribuídas.

En el esquema de la figura 4 puede apreciarse cómo está dispuesta la instalación para su funcionamiento continuo. Sólo es necesario alimentar la quebrantadora. Las fracciones finales se recogen en carros de mano, en los cuales son llevados a las tolvas de almacenaje.

## PREPARACIÓN DE LA BARBOTINA

Se pesan los materiales y se colocan en una caja. No se hace mezcla ninguna en seco; solamente se procura que en la parte superior e inferior queden los materiales gruesos, con el fin de que se levante la menor cantidad posible de polvo en el momento de volcar la caja en la mezcladora.

La mezcladora presentada esquemáticamente en la figura 3 es una cuba de cemento con dos árboles verticales provistos de paletas de hierro, que giran en el mismo sentido. Está accionada por un motor de 4 HP. La velocidad normal de rotación es de 30 r. p. m.

La cuba nunca se vacía por completo. Siempre queda un remanente que asegura cierto envejecimiento de la barbotina.

Cada vez se carga con unos 1.200 kgs. de material seco; durante la carga se añade agua en forma de lluvia, a fin de disminuir la formación de polvo. El agua gastada es registrada en un contador. Durante la carga se hace funcionar, de vez en cuando, el sistema de agitación, a fin de facilitar el arranque definitivo.

Las paletas quedan completamente cubiertas por la barbotina. Así se evita que la masa aprisione aire.

Al cabo de tres horas de agitación se ha logrado la fluidez conveniente (*) y se procede a la colada.

## COLADA

El molde, dispuesto en un foso al lado del mezclador, tiene el macho fijado por tornillos, a fin de evitar que flote en la barbotina. La barbotina se cuela por la parte superior del molde, al principio por un solo punto (**), al mismo tiempo se balancea ligeramente el molde para evitar que la cara inferior del macho aprisione aire. Una vez lleno el espacio correspondiente al fondo del crisol, se abren dos canales más de llegada de la barbotina para aumentar la rapidez de la colada.

Lleno el molde, se retira del foso y se coloca otro vacío. Para estas maniobras lleva la nave un puente-grúa.

Con el contenido del mezclador se cuelan cuatro crisoles. Es interesante notar que la cavidad de los crisoles va en disminución del primero al último; éste tiene más huecos en la masa, debidos a burbujas de aire.

## DESMOLDEO

Al cabo de 12 a 14 horas se retiran los machos, y, pasados tres o cuatro días, los moldes exteriores. Para esto último se suspende el molde con el

(*) Se mide por el tiempo necesario para llenar un cubo de capacidad conocida con la barbotina que pase por un orificio situado en la parte inferior de la cuba.

(**) Si se colara por varios puntos podrían aparecer grietas en el fondo del crisol, en las líneas de separación de las porciones procedentes de los diversos puntos de colada.

crisol mediante el puente-grúa, se coloca sobre una banqueta dispuesta en un foso, y se hace descender lentamente. El fondo del molde con el crisol permanece sobre la banqueta, mientras la parte lateral del molde queda descansando en el suelo alrededor de la banqueta.

### RETOQUE DE LA PIEZA

El crisol se seca al aire hasta que el obrero encargado del retoque estima que la superficie ha adquirido la consistencia firme. Esto sucede al cabo de una o varias horas de retirado el molde. El obrero recorta la parte superior. Valiéndose de una paleta de albañil y de una esponja húmeda, afina la superficie interior, redondea los cantos agudos, comprime las partes porosas, etc. Las esquinas interiores las alisa mediante un taco de madera con la cabeza redondeada.

### SECADO DE LAS PIEZAS

No se emplea ningún procedimiento especial. Durante una semana o 10 días permanecen en el taller de moldeo (siempre un poco húmedo) sobre la base del molde. La parte superior del crisol se mantiene cubierta con arpillera, para evitar un secado demasiado rápido. Luego se transportan a la nave de hornos y se colocan en estanterías, después de haber retirado la base de escayola y la arpilleras. Aquí permanecen, al menos, un mes o mes y medio; durante el verano más tiempo que durante el invierno, en el cual, gracias a la calefacción, la humedad relativa es baja. (El clima de Wáshington en el verano es caluroso y húmedo.)

### COCIDO DE LOS CRISOLES

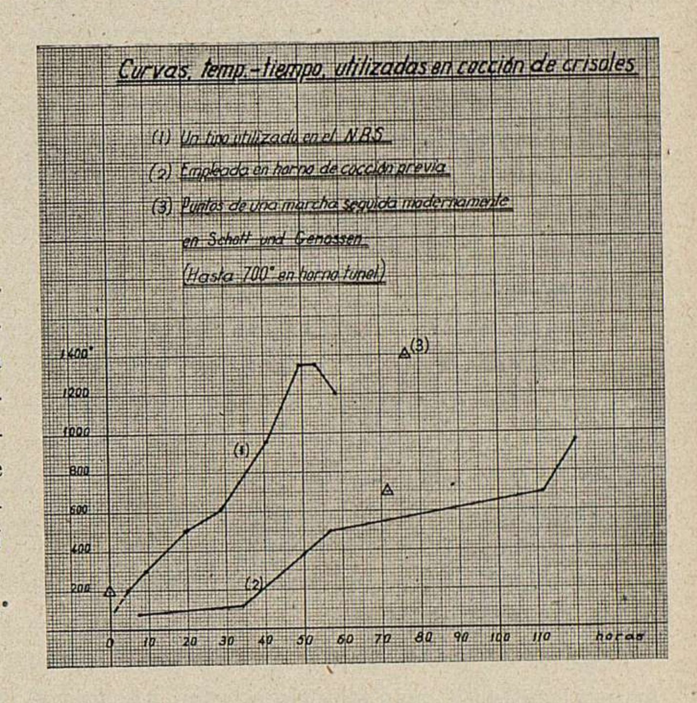
Comenzaremos recordando las fases sucesivas de la calcinación de una arcilla.

Suponiendo que el aumento de temperatura sigue un curso en el tiempo bien determinado, los cambios experimentados por la arcilla serán función de la temperatura. En general, tendremos:

1) De 300° a 600°, pérdida de agua de constitución.

2) La pieza, muy porosa y con poca resistencia mecánica comienza a vitrificar, es decir, se producen fusiones, disoluciones y reacciones parciales que ocasionan contracción de la pieza, disminución de la porosidad y aumento de la resistencia mecánica. Hay una temperatura, a la cual la porosidad se hace mínima, y que puede denominarse temperatura de vitrificación.

3) Pasado este período y a temperatura más o menos distante de la vitrificación, comienza a crecer la porosidad, ya porque los gases aprisionados en poros cerrados dilatan las porciones flúidas del material, bien porque se formen gases en alguna reacción. Sea como fuere, no debe alcanzarse esta fase ni en el cocido, ni el uso del crisol. Conviene emplear una mezcla con extensa zona de vitrificación que permita que ésta ocurra en todos los puntos de la pieza sin que se «queme» ninguno.




Se ha observado que el prolongar excesivamente la cocción, aunque sea a baja temperatura, no sólo no mejora las cualidades de la pieza, sino que las rebaja más o menos. Crisoles mantenidos a 1.000° ó 1.100° durante unos 10 días mostraron un ataque por el vidrio mucha mayor y más fragilidad que los cocidos en el tiempo ordinario.

La cocción de un crisol es operación delicada, por tratarse de piezas muy grandes que deben obtenerse sin grietas.

El calor debe pasar a la pieza por conducción desde los gases calientes, al menos al comienzo; es decir, que la irradiación de la llama no debe alcanzar al crisol. Los gases deben llevar al principio gran exceso de aire, y luego poco a poco hay que ajustar la com-

bustión para que la temperatura se eleve. Debe disponerse el tiro para que los gases llenen el horno y no haya caminos de circulación privilegiados.

En el NBS hacen la cocción entera en el mismo horno. En otras fábricas utilizan un horno de cocción previa (que puede ser un horno túnel continuo), en el que alcanzan los crisoles una temperatura de 700 a 900°. Entonces son llevados a los hornos de fusión, donde previamente se calientan a unos 1.400°, antes de comenzar la carga de los materiales del vidrio. A nuestro juicio, este procedimiento tiene varias ventajas sobre el seguido en el NBS. En primer lugar, el horno de cocción previa puede estar especialmente dispuesto para el lento calentamiento inicial a baja temperatura, ya que no necesita alcanzar temperatura elevada. En segundo lugar, si, por cualquier causa, se ha de mantener el crisol en cocción más tiempo del previsto, no hay gran peligro en ello, porque la temperatura es baja. Esto da más flexibilidad a la marcha de fabricación.

El tipo de horno utilizado en el NBS está dispuesto para un solo crisol. Funciona con gas natural. Los mecheros están colocados en la parte inferior de la pared opuesta a la puerta. Las llamas ascienden entre esta pared y otra que sirve de altar. Después los gases calientes descienden en la cámara principal del horno y salen por conductos situados en la solera. El crisol está calzado por piezas refractarias, con el fin de que el fondo se calcine bien.

En la «Schott und Genossen» siguen un procedimiento más cuidadoso para fabricar crisoles, mucho mayores que los del NBS.

Comienzan por amasar con agua la mezcla de arcillas y chamotas. La masa obtenida, cortada a trozos, se deja fermentar durante uno o dos meses. Después de este tratamiento, los trozos de la operación anterior son agitados con agua, después de recibir los defloculentes, hasta obtener una barbotina dispuesta para la colada.

El secado de los crisoles es también más cuidadoso. Después de retirado del molde son llevados a una cámara a 70 u 80 % de humedad relativa y 20°, donde permanecen dos meses. Más tarde pasan a una nueva cámara a 80°, donde quedan almacenados hasta su entrada en un horno-túnel, en el cual son calentados hasta 700°. De éste pasan al horno de fusión, en el cual reciben un cocido previo a 1.400°, y alcanzan estas temperaturas con calentamiento progresivo que dura 4 ó 5 horas.

### CONTRACCIÓN DEL CRISOL

Comparando las dimensiones de la pieza seca al aire con las que tiene en frío, después de calcinada a 1.400°, se encuentra que ha experimentado contracción de 3,6 %. La contracción de volumen correspondiente es 11,2 %. La contracción total, a partir de las dimensiones del crisol, es de 6,6 %.

Aunque no se tienen datos exactos, se sabe que es mayor la contracción del crisol de la «Schott und Genossen», lo que no tiene nada de extraño, si se considera que la parte de chamota procedente de la Schieferton no está bien calcinada y que se contrae todavía bastante en la cocción a elevada temperatura.

## COMPOSICIONES EMPLEADAS EN LA FABRICACIÓN DE CRISOLES

Ante todo, hemos de recordar que las arcillas, componente fundamental de los crisoles que estudiamos, son mezclas de muchos minerales (con predominio de silicatos alumínicos hidratados), cuyas propiedades dependen de la proporción de los minerales individuales, del grueso y forma de las partículas, de los iones absorbidos por las partículas, etc. Esto hace que, por ejemplo, el análisis químico de una arcilla sea sólo un dato que está muy lejos de ser suficiente para determinarla.

En un mismo yacimiento varía notablemente la composición de una capa a otra, y aun en diferentes alturas de la misma capa. A causa de esto, se suelen emplear composiciones con número mayor de componentes del que es necesario para alcanzar las propiedades buscadas; con ello, la oscilación de las características de la composición, originada al comenzar una nueva remesa de las arcillas, se hace menor que si esta arcilla constituyera el 40 ó 50 % del total.

Teniendo presente todo lo dicho, se comprende el valor relativo de los datos que luego exponemos.

Los análisis han sido tomados de publicaciones diferentes, y claro está que arcillas de la misma región pueden variar ampliamente en composición y, más





aún, si han sido sometidas a algún proceso de purificación.

Conservamos algunos nombres ingleses y alemanes, por entender que el rigor queda así más asegurado.

*Composición de la barbotina usada en el National Bureau of Standards para crisoles.*

| | % | Cono pirometr. equivalente |
|---|---|---|
| Caolín de la Carolina del Norte ... ... | 13 | 34 |
| Caolín de Georgia ... ... ... ... ... ... | 9 | 35 |
| Tennesse No5 ball clay ... ... ... ... | 10 | 31 |
| Kentucky No4 ball clay ... ... ... ... | 10 | 32 |
| Feldespato del Maine ... ... ... ... ... | 5 | 10 |
| Silicato sódico ... ... ... ... ... ... ... | 0,025 | — |
| Carbonato sódico ... ... ... ... ... ... | 0,012 | — |
| Chamota de crisoles usados ... ... ... | 53 | 32 |
| *Total de áridos* ... ... ... | 100 | |
| Agua ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 21,4 | |

*Grueso de granos de la chamota*

| (*) Pasa el núm. | Detenido por el núm. | Fórmula antigua | Fórmula moderna |
|---|---|---|---|
| 10 | 20 | 35 | 34 |
| 20 | 40 | 45 | 30 |
| 40 | 100 | 0 | 18 |
| 40 | | 20 | 18 |

(*) El número del tamiz expresa el número de hilos por pulgada llneal inglesa.

*Composición química del crisol cocido*

| | |
|---|---|
| $SiO_2$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 59,5 % |
| $Al_2O_3$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 35,6 " |
| $Fe_2O_3$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,8 " |
| $Na_2O$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,7 " |
| $K_2O$ ... ... ... ... ... ... ... ... | 2,2 " |
| $TiO_2$, $ZrO_2$, etc ... ... ... | 0,8 " |

*Composición de la barbotina empleada en "Schott und Genossen" para crisoles.*

| | |
|---|---|
| Arcilla Wester wald o Zeitz ... ... ... ... .. | 16 |
| Arcilla Meissen ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 10 |
| Caolín Eisenberg... ... ... ... ... ... ... ... ... | 16 |
| Rakonitz Schierferton (calcinado a 1.000º) ... | 38 |
| Chamota de crisol ... ... ... ... ... ... ... ... | 20 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... ... | 100 kgrs. (*) |
| Carbonato sódico ... ... ... ... ... ... ... ... | 0,15 — 0,2 |
| Solución viscosa de silicato sódico ... ... ... ... | 0,15 litros. |
| Agua ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 20 — 22 " |

(*) Para la fabricación a mano se substituye el 42 % de mezcla de arcillas crudas por la primera arcilla.

Los únicos datos conocidos sobre el grueso de grano de los desgrasantes es que el tamaño de grano máximo es 1,2 mm., y que se aprovechan los finos producidos en la molienda.

El contenido en $Fe_2O_3$ del crisol cocido es 1 %.

## FORRADO INTERIOR DE LOS CRISOLES

Aunque nos ocuparemos más tarde del ataque del vidrio a los refractarios, diremos aquí que los vidrios ricos en PbO y, sobre todo, los altos en BaO, son muy fluidos y penetran por los poros del refractario, con el consiguiente aumento de disolución del crisol y formación de burbujas tardías, que dañan a la calidad del vidrio.

No es posible aumentar la compacidad de la estructura del material del crisol, que llevaría consigo excesiva fragilidad a los cambios de temperatura, y, en segundo término, aumento en las dificultades de fabricación. Queda el recurso de disponer una capa de grano fino, de algunos milímetros de espesor, que cubra al crisol interiormente. La fijación de esta capa se logra según diferentes procedimientos. En el NBS utilizan el que a continuación describimos.

Se coloca la barbotina, especial para el caso, en una cuba de tamaño algo mayor que el macho de escayola utilizado en el moldeo del crisol. Se sumerge aquél y se deja durante unos 6 minutos; al mismo tiempo se balancea la cuba, con el fin de eliminar burbujas que quedarían interpuestas en la capa que se forma al absorber el yeso el agua de la barbotina en contacto con él.

Se logra, después de la inmersión descrita, una capa de 3 a 4 milímetros de grueso. Si se quiere aumentar éste, se repite la operación. Terminada ésta, se coloca el macho en el molde y se procede a la colada de la barbotina gruesa. Conviene retirar el macho del crisol fabricado lo antes posible. Así se evita que el forro se agriete al contraer.

La mayor dificultad que se opone a la obtención de un forro bien pegado y exento de grietas, es la desigual contracción del material grueso y del fino. Este último se contrae más que el otro, especialmente en el cocido, ya que los granos finos, con más superficie de reacción, dan mayor cantidad de vidrio intergranular. Un recurso para sortear este inconveniente es añadir a la barbotina del forro cuarzo finamente dividido. Las transformaciones moleculares que éste experimenta en





el calentamiento, contrarrestan la excesiva contracción. Sin embargo, la fórmula moderna de la barbotina empleada en el NBS no incluye el cuarzo. La contracción total del material, después de calmado a 1400° por tres horas, es de 8 %; para el material grueso es sólo del 6 %. A pesar de ello logran un forro sin grietas.

### FABRICACIÓN DE LA BARBOTINA

Los materiales ya cribados se muelen en molino de bolas por uno o dos días. Después de añadidos los defloculantes, pasa la barbotina a un mezclador de eje vertical de paletas horizontales que se mantiene siempre casi lleno. Se puede contar así con un envejecimiento de la barbotina. Cada vez que se va a utilizar una parte de ésta, se hace funcionar la agitación por un rato hasta conseguir la debida fluidez.

*Fórmula de la barbotina usada para el forro interior de los crisoles.*

| | |
|---|---|
| Caolín de Carolina del Norte | 9,2 |
| Caolín de Georgia | 6,4 |
| Kentucky «ball clay» | 7,8 |
| Tennesse «ball clay» | 7,8 |
| Feldespato del Maine | 4,6 |
| Chamota (que pasa 100 mallas por pulgada) | 32,1 |
| Polvo de molido de chamota | 32,1 |

En la operación de revestido del macho tiene especial importancia la tixotropía. La barbotina debe permanecer en la cuba durante unos minutos, con escasa agitación; la coagulación de la masa durante este tiempo, impediría la limpia separación de la capa adherida al macho y la barbotina restante.

Gracias a la escasa cantidad de arcilla plástica (*ball clay*), la tixotropía no se nota excesivamente. Un molido de materiales llevado al extremo podría traer un incremento de la tixotropía causado por el aumento de la proporción de partículas finas (incluídas las no plásticas).

En la «Schott und Genossen» aplican la pasta de grano fino en el interior del crisol ya fabricado. Entre la colada y el enlucido de la superficie interior, transcurren varios días. Este tiempo ha sido determinado experimentalmente como el más conveniente para evitar las grietas. El material del forro sólo se diferencia en la finura del grano del que forma el cuerpo.

| | Caolín de Georgia | | Caolín de Carolina del Norte | | «Ball clay» Tennesse | | «Ball clay» Kentucky | Arcilla Wester-wald (*) | Arcilla Meissen (*) | Caolín Eisenberg |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $SiO_2$ | 45,8 | 45,3 | 44,4 | 45,8 | 52,81 | 58,31 | 52,2 | 55,30 | 64,10 | 56,40 |
| $Al_2O_3$ | 38,5 | 40,7 | 40,2 | 36,5 | 30,64 | 28,50 | 34,2 | 30,22 | 24,63 | 32,80 |
| $TiO_2$ | 1,4 | 1,5 | 0,09 | | 1,41 | | 1,68 | | | |
| $Fe_2O_3$ | 0,7 | 0,42 | 0,72 | 1,4 | 0,60 | 0,73 | 0,85 | 2,17 | 0,52 | |
| $CaO$ | | | | 0,5 | 0,11 | | | 1,10 | 0,20 | |
| $MgO$ | | | | | 0,27 | | | | 0,10 | |
| $Na_2O + K_2O$ | | | | 0,3 | 2 | | | 2,70 | 0,50 | 2,13 |
| Agua de const. y materia orgánica | 13,6 | 13,6 | 14,4 | 13,4 | 12,35 | 10,1 | 12,1 | 8,52 | 9,90 | 9,10 |

(*) Muy plásticas.

## NOTAS

*Ball clay.*—Reciben este nombre, en países de habla inglesa, ciertas arcillas muy plásticas, pobres en hierro, de color, algunas veces, obscuro, debido a la materia orgánica, pero que, calcinadas, son blancas. Son bastante refractarias, pero menos que los caolines, y se agregan a los caolines en cerámica de pasta blanca (porcelana, etc.) para aumentar la plasticidad, la facilidad en formar barbotinas, la resistencia mecánica en verde, etc.

*Schierferton.*—Arcillas que en los movimientos geológicos han estado sometidas a grandes presiones y temperaturas, a causa de las cuales han perdido gran-





demente su plasticidad. Son muy refractarias, pobres en hierro, y aplicadas como chamota no muy cocida, aumentan la resistencia al choque térmico. También disminuye la atacabilidad del crisol.

*Grueso de la chamota.*—En el análisis de gruesos de grano usado en los crisoles del NBS, se observa una fórmula antigua y una moderna; ésta se caracteriza por tener más cantidad de fino. La densidad aparente en la chamota de fórmula antigua es 1,2; en la moderna, 1,3. Con este incremento en densidad se aumenta la resistencia al ataque del vidrio, y, aunque se disminuye la resistencia al choque térmico, permanece aún suficientemente alta.

*Introducción de feldespato.*—Se añade este mineral en polvo muy fino, con el fin de lograr estructura compacta que se aproxima a la de la porcelana. Este efecto se busca, sobre todo, en el forro anterior utilizado en los crisoles del NBS.

## MAYOR O MENOR PROPENSIÓN DE LOS CRISOLES A SER ATACADOS POR EL VIDRIO

El ataque del vidrio a los refractarios ha sido muy estudiado, pero los resultados obtenidos no permiten todavía deducir ninguna teoría con la cual se puedan prever los hechos con alguna generalidad. Veamos ahora la influencia que tienen los tres factores sobre el fenómeno que estudiamos:

1) Estructura física del material del crisol.
2) Composición química de los materiales de aquél.
3) Clase de vidrio.

1. Ante todo, conviene que la porosidad sea mínima, pero además de ésta, tiene gran influencia el tamaño de los poros. Conviene que sean lo más pequeños posible, para evitar que penetre el vidrio. Dentro de la misma porosidad, el que tenga los poros más finos será el de mínima permeabilidad a los gases. Por consiguiente, el valor de la permeabilidad del material del crisol es buen complemento del dato que suministra la porosidad.

2. En el campo de composiciones usadas en la práctica la composición química tiene bastante menos importancia que la estructura física del crisol. Se ha hablado de la conveniencia de aumentar la proporción de alúmina en los vidrios ricos en $Na_2O$ y en $K_2O$, y la sílice en los ricos en bases divalentes (a partir de un valor medio del 30 % de alúmina).

El hecho real es que, fábricas dedicadas a vidrios muy diferentes, emplean arcillas análogas.

Es interesante observar que los refractarios fundidos modernos se han desarrollado en el sentido de eliminar en lo posible, además de la porosidad, el vidrio silíceo intergranular y elevar el contenido en mullita ($2\ SiO_2$, $3\ Al_2O_3$) y alúmina libre.

3. En cuanto a la influencia del vidrio sobre el ataque del refractario hay un hecho general. Un vidrio es tanto más corrosivo cuanto mayor su fluidez. Para un mismo vidrio la velocidad de ataque relativa S, crece con la temperatura absoluta T según la fórmula:

$$\log. \frac{S_2}{S_1} = 12.665 \frac{T_2 - T_1}{T_2 \quad T_1}$$

fórmula que está completamente de acuerdo con la de crecimiento de la fluidez con la temperatura.

*Velocidad de ataque relativa, a diferentes temperaturas centígradas (según la fórmula anterior).*

| | |
|---|---|
| 1.200° ... ... ... ... ... | 1 |
| 1.250° ... ... ... ... ... | 1,9 |
| 1.300° ... ... ... ... ... | 3,5 |
| 1.350° ... ... ... ... ... | 6,2 |
| 1.400° ... ... ... ... ... | 10,7 |
| 1.450° ... ... ... ... ... | 17,8 |
| 1.500° ... ... ... ... ... | 28,5 |

Aparte de esto, cada vidrio tiene sus características particulares; unos, atacan, sobre todo, en la línea de nivel; otros, también atacan mucho al refractario por debajo de la superficie (vidrios que contienen fluor), etcétera.

Debe recordarse también la diferencia que existe entre el ataque por el vidrio y el ataque por los componentes. El primero es, a «grosso modo», un tercio o un cuarto del ataque producido por los segundos. Claro está que un vidrio puede obtenerse a partir de diferentes composiciones, y que, de éstas, unas son más corrosivas que otras; por ejemplo, si los álcalis están en forma de nitratos o de sulfatos, el ataque es mayor que si estuvieran en forma de carbonatos.

Es importante estudiar la mejor curva de temperatura-tiempo para el cocido del crisol destinado a un vidrio particular.

Conocida es la importancia de emplear un refractario que sea atacado uniformemente por el vidrio para que no queden partículas que pasan al seno de éste, dando origen a piedras o productos de disolución incompleta.

Tiene también gran influencia sobre el ataque la den-

sidad del vidrio. Cuando ésta no es grande, los vidrios producto del ataque del crisol son más densos que el resto de la masa y van al fondo, donde la corrosión es más activa que en las paredes. Cuando el vidrio es denso se activa el ataque en el fondo.

Como resumen, diremos que la tendencia observada en las diferentes fábricas de vidrio óptico es más bien a preocuparse de la estructura física y del cocido de los crisoles, que de cambiar su composición para adaptarlos a los diferentes vidrios.

## BIBLIOGRAFÍA


*Stip casting of clay pots for the manufacture of optical glass at the National Bureau of Standards* (*NBS - C* 452, 1946). R. H. Heindl, G. B. Massengale and L. G. Cossette.

*Attack of refractory clay pots by optical glass* (NBS - RP 1689, 1946). W. H. Parsons and H. Insley.

*The equipment of a casting plant for the manufacture of glass post.* J. A. Ceram. Soc. 2, 647; 1919. F. H. Riddle.

*Publicaciones aliadas sobre la industria germana.*

*Das Glas.* H. Thiene. I y II, 1931.

*Die Glas Fabrication I y II*, 2.ª edición 1928. R. Dralle und C. Keppeler.

*Phisikalische Chemie der Silicate.* 2.ª edición 1941. Wilhelm Eitel.

*Rafractories.* F. H. Norton, 1942.

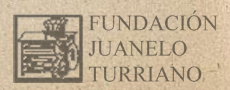
*Glass-Refractories symposium. Am. Ceram. Soc. Bull* 1 y 2, 1950.

*Slip casting of aluminium oxide. J. Am. Ceram. Soc.* 12-1949. W. E. Hauth.

*Tables of analyses of clays.* A. Crosseley. 1947.


*Después de algunas aclaraciones interesadas por un señor Congresista, se procede a la lectura del trabajo núm. 75:*





# GRUPO V
# SECCIÓN 2.ª

# N.º 75. - Los plásticos en la industria de pólvora y explosivos

Autor: D. RICARDO FERNÁNDEZ CELLINI
Ingeniero de Armas Navales

## CARÁCTER, HISTORIA E IMPORTANCIA DE LA INDUSTRIA DE PLÁSTICOS

La industria de plásticos, con tener vida relativamente corta, ha alcanzado desarrollo que posiblemente no ha conseguido en tan poco espacio de tiempo ningún otro tipo de industria química. Desde el punto de vista técnico, desempeñan estas materias importante papel en la substitución de productos naturales y en la fabricación de los objetos más variados, obtenidos por maquinado, o bien, moldeados por presión, inyección, vaciado, calandrado o embutido. Sin embargo, hay que hacer resaltar que las materias plásticas artificiales, por sus propiedades y capacidad de utilización en todos los órdenes de la vida, llenan de por sí amplio campo de aplicaciones, no como meros substitutivos, sino como nuevos materiales de posibilidades prácticamente ilimitadas.

Hay dos razones, según Fonrobert, que conducen forzosamente al consumo y utilización de los materiales plásticos artificiales, ambas basadas en las propiedades químicas de estas substancias. La primordial, radica en su extensa capacidad de transformación, y la otra, en la pureza y homogeneidad de los productos elaborados.

No es de extrañar, que la producción de plásticos alcanzase en el año 1946 cerca de 200.000 toneladas, de las que el 32 %, aproximadamente, correspondía a las resinas fenólicas.

La historia de las materias plásticas tiene algo más de un siglo. Ya en los años 1838-39, se descubrieron polimerizaciones con cloruros de polivinilo y poliestireno; Liebig, en 1837, obtuvo una resina de acetaldehido, al tratarlo con potasa cáustica. La nitrocelulosa se conocía en el año 1833, pero hasta 1845 no se empezó a utilizar como algodón pólvora. Schonbein, Braconnot, Poggendorf, Faraday y Parkes, contribuyeron al desarrollo de este nuevo material, y llegó a producirse en 1868 el primer plástico comercial, el celuloide. En 1870, la «Albany Dental Plate Co.», organizó la producción industrial de este producto, y lo siguió, en 1871, la «Celuloid Manufacturing Co.», la cual, en 1872, dió paso a la «Albany, N. Y.», de Newark.

Al alemán Adolf Spiteller se debe, en 1890, el descubrimiento del segundo plástico industrial: la ca-





seína, que no se introdujo comercialmente en Estados Unidos hasta 1919. Desde esta época trabajan la «Aladdinite», «American Plastics Co.» y «George Morrel Co.».

En este mismo año de 1890, obtuvieron Kramer y Spilker una resina de cumarona, así como los barnices «Zapon», cuyo descubrimiento se remonta a 1892.

El Dr. Leo Baekeland de Yonkers., N. Y., descubrió, en 1909, el primer plástico térmicamente endurecible.

Blumer, en 1903, introdujo en el mercado una resina de síntesis, la «Laccain», substitutivo de la goma laca, y perteneciente al grupo de substancias denominadas «novolacas».

Otros nombres íntimamente ligados al desarrollo de las resinas fenólicas son: A. Baeyer, H. Lebach y Otto Röhm, en Alemania; Redman y Aylsworth, en América, y Spill, en Inglaterra. La principal productora de bakelitas fué la «General Bakelite Co.», que en 1922 se fusionó con «Redmanol Chemical Products Co.» y «Condensite Co.», bajo el nuevo nombre de «Bakelite Corporation».

La historia del acetato de celulosa es muy confusa; la «Celanese Corporation» fué seguramente el primer productor de este tipo de plásticos en Estados Unidos. Contribuyeron a su desarrollo A. Eichengrü, T. Becker, G. W. Miles, Schützenberger, Cross, Bevan y los hermanos Dreyfus.

J. Hans y E. Carleton fueron los iniciadores en plásticos de formol-urea. Destacan la obtención por Beetle, en 1929, de polvos de moldeo, y los trabajos de Plaskon, en 1931.

Los plásticos de vinilo hacen su aparición en 1928, pero no adquieren importancia práctica hasta algunos años más tarde. Fueron sus principales introductores Lawson, Skirrow, Morrison, Klatte y Rollet.

En 1928, la empresa «Röhm & Haas», obtuvo en gran escala las resinas acrílicas, y la «New-York Hamburger Gummiwaren Cie.», el clorocaucho, conocido desde 1859 gracias a Traun.

Desde 1931 se suceden sin interrupción los descubrimientos, y aparecen nuevas variedades dentro de un mismo tipo de plásticos. Empezó entonces la conquista de aplicaciones en todos los órdenes de la vida; conquista cuyo límite parece no existir.

Antes de continuar, concretando las aplicaciones de los plásticos en la fabricación de pólvoras y explosivos, conviene, para seguir su evolución histórica, especificar el carácter de las resinas artificiales.

En un principio, la palabra «resina» era concepto puramente botánico-fisiológico, y se entendía por tal, ciertas excrecencias que, según Tschirch y Stoock, se producen en células resinógenas como producto normal o patológico. Por sus propiedades físicas, estas resinas naturales se caracterizan más como representantes de un determinado estado físico que como compuestos de función química específica. Sin embargo, a la variedad de funciones químicas que corresponden a las resinas naturales les es común una propiedad en su constitución, consecuencia de un crecimiento molecular, bien por polimerización o condensación.

Frente a las resinas naturales, las artificiales o resinas de síntesis tienen de común su modo análogo de formación, así como la coexistencia de estados intermedio y finales, es decir, la mezcla de productos que, si bien poseen la misma constitución, difieren en el grado de polimerización.

Podemos, por lo tanto, y de acuerdo con Houwink, fijar el concepto de resina de la siguiente manera: «Las resinas o plásticos son mezclas de substancias que representan estados intermedios o finales de una polimerización aditiva o condensante, natural o artificial, orientada a un determinado estado físico, llamado estado resinoso.»

Por lo indicado anteriormente, podemos deducir que, en la fabricación de plásticos, se puede emplear cualquier substancia polimerizable, ya sean hidrocarburos, alcoholes, éteres, ésteres, fenoles, ácidos, aminas, aldehidos o cetonas, y en su utilización, todas las posibilidades de mezcla, incorporación de cargas, disolventes, etc., que amplían indefinidamente sus propiedades y aplicaciones.

En el estudio y evolución de las aplicaciones plásticas en la industria de explosivos, hay que distinguir entre el concepto clásico de obtención de un explosivo plastificado y el actual de plástico explosivo.

Ambos conceptos van orientados a la consecución de un mismo fin: el de utilizar substancias en condiciones físicas tales, que permitan buena homogeneización y fácil proceso de carga, y su obtención en graneados de tamaños y formas varias, suprimiendo, en lo posible, el proceso de eliminación de disolvente.

Al principio, se utilizó el plástico únicamente como





substancia sostén o plastificante; cierto, que, era más o menos combustible, pero estaba exento de propiedades explosivas. Hoy día, como perfeccionamiento de esta nueva técnica, se procura hermanar el carácter plástico, en concepto puramente físico, con el físicoquímico de resina, es decir, se tiende a la obtención de plásticos que posean propiedades explosivas, que incrementen o, por lo menos, no disminuyan las características técnicas de la pólvora o explosivo que constituyen.

## PLASTIFICACIÓN DE EXPLOSIVOS

En la utilización de trinitrotolueno para carga de granadas, en las que el orificio de colada es pequeño, la introducción de la carga explosiva presenta cierta dificultad, tanto al realizarla en forma de bloque previamente comprimido, como en estado fundido, y su introducción en forma cristalina, va siempre acompañada con la producción de gran cantidad de polvo, así como por disminución en la densidad de carga. A principios de siglo intentó resolver Bichel todos estos inconvenientes, orientando sus trabajos a la obtención de un trinitrotolueno en forma plástica, de modo que pudiese ser fácilmente embutido en el proyectil. De acuerdo con una patente que le fué concedida en mayo de 1906, encontró una solución a los inconvenientes anteriormente reseñados, mezclando trinitrotolueno con resinas sólidas o líquidas, sólo o con dinitrotolueno, usando en este caso una resina líquida, como bálsamo de copaiba.

El trinitrotolueno cristalizado, se trataba con la resina en una máquina mezcladora, ambos fríos o bajo la acción de un calor moderado, y se obtenía un explosivo plástico útil para usos militares. También es posible utilizar resinas solubles en hidrocarburos, como trementina de alerce, y otras sólidas o líquidas, como estoraque o goma benzoica, si previamente se mezclan con dinitrotolueno líquido. El producto resultante se utiliza para convertir el trinitrotolueno en explosivo plástico.

En los casos citados anteriormente, la plasticidad puede incrementarse por adición de cantidades adecuadas de nitrocelulosa, de las que depende el aspecto más o menos gelatinoso del explosivo.

La resina y el dinitrotolueno (con o sin adición de colodión), se tratan durante bastante tiempo y bajo la acción de un calor moderado, en un mezclador (tal como el Werner Pfleider), hasta convertirlos en un líquido de elevada viscosidad. Si se han usado las proporciones debidas, el producto final es completamente plástico, no se adhiere a los utensilios y herramientas que se utilizan en la carga de proyectiles, minas o torpedos, y adquiere densidades elevadas.

Teniendo presente que el trinitrotolueno forma el principal constituyente del explosivo, es posible obtener mezclas de potencia sólo ligeramente inferior al trinitrotolueno puro.

Según Colver (1), se han utilizado las siguientes composiciones:

| *Productos:* | *Tantos por ciento:* | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Trinotrotolueno | 87 | 87 | 85 | 85 | 85 | 85 | 85 | 85 |
| Bálsamo de copaiba | 13 | 12 | — | — | — | — | — | — |
| Trementina de alerce | — | — | 15 | 14 | — | — | — | — |
| Estoraque líquido | — | — | — | — | 5 | 4,5 | — | — |
| Dinitrotolueno líquido | — | — | — | — | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Resina benzoica | — | — | — | — | — | — | 5 | 4,5 |
| Algodón pólvora | — | — | — | — | — | 0,5 | — | 0,5 |

Mezclas de esta naturaleza tienen también aplicación en explosivos industriales, que pueden introducirse fácilmente por orificios de cualquier forma y dimensión, y que también admiten el ser trabajados en forma de cartucho y de macarrón.

Éstas, y composiciones similares, conocidas bajo la denominación de «plastrotyl» o «plastrite», tienen el inconveniente, frente al trinitrotolueno puro, de que sus densidades son del orden de 1,4 a 1,2. Ante la disminución de esta característica, tan interesante, se han realizado intentos para aumentar la densidad del trinitrotolueno plástico por adición de sales inorgánicas ricas en oxígeno, incrementando al mismo tiempo el poder explosivo del nitroderivado.

El trinitrotolueno contiene mucho menos oxígeno que el ácido pícrico, por ejemplo, de tal modo, que con la adición de una substancia oxidante, por su combinación con el carbono en exceso, se consigue incrementar el poder explosivo.

Para producir, en estas condiciones, una trilita plástica, J. Rudeloff patentó, en septiembre de 1906, unos tipos de explosivos que utilizaban como componentes oxidantes $KClO_3$ y $Pb(NO_3)_2$. La mezcla era calculada de modo que, al explotar, la totalidad del carbono existente se oxidase a CO.

En la trilita plástica con $KClO_3$, se consigue elevar

su densidad a 1,89-1,90, y su poder explosivo es superior al del ácido pícrico y algodón pólvora.

Si se añade $Pb(NO_3)_2$, se consiguen densidades del orden de 2 y aún más, sin causar reducción aparente en el poder explosivo.

Se han usado las siguientes mezclas para cargas de granadas, torpedos y minas:

| | | |
|---|---|---|
| Dinitrótolueno gelatinizado (0,6 % colodión) ... | 18 % | 18 % |
| Trinitrotolueno ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 14 % | 14 % |
| Clorato potásico ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 68 % | 60 % |
| Nitrato de plomo ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | — | 8 % |

* * *

Cierto número de explosivos han sido preparados por síntesis, empleando formaldehido como materia prima fundamental. Citaremos los siguientes, que tratados con nitrocelulosa dan explosivos de carácter plástico.

De acuerdo con Travagli y Torboli (2), el formol se puede nitrar, y da dinitrato de metilenglicol:

$$CH_2(OH)_2 + 2\,HNO_3 \rightarrow CH_2(O\,.\,NO_2)_2 + H_2O$$

La temperatura de nitración debe ser de 5°. Existe peligro de explosión caso de elevarse a 10°, por producirse violenta descomposición. El producto originado es un líquido insoluble en agua pero fácilmente soluble en compuestos orgánicos.

De manera similar fué obtenido por Moreschi (3) el nitrato de nitro metoxi metilo, preparado por la acción de ácido nítrico sobre el éter dicloro metilo, obtenido, este último, por la acción del ácido clorhídrico sobre formol.

El producto primario obtenido en esta reacción es, probablemente, clorometanol:

$$CH_2O\ (ac.) + HCl \rightarrow ClCH_2OH$$

Este cuerpo no ha sido aislado, y su existencia es puramente hipotética.

Cuando un exceso de ácido clorhídrico reacciona con formol, se obtiene éter diclorometilo (4), según:

$$CH_2O\ (ac.) + HCl \rightarrow ClCH_2OH$$

$$2\,ClCH_2OH \rightarrow ClCH_2\,.\,O\,.\,CH_2Cl + H_2O$$

El producto de nitración obtenido es un aceite que disuelve la nitrocelulosa, dando un explosivo plástico con un 7 % de este material.

Otros tipos de explosivos utilizan resinas de formol, por el carácter plástico que confieren a los cuerpos que se adicionan.

Estudiaremos en primer lugar las resinas de fenol-formol.

El carácter general de las reacciones fenol-formol, fué estudiado por Baeyer (5) en 1872; trabajos posteriores han ido completando la gran variedad de posibilidades de condensación, según la capacidad de reacción el fenol empleado y del agente de condensación que se utilice.

Según Houwink (6), el proceso de formación de resinas fenólicas puede esquematizarse en los siguientes tipos de condensaciones sucesivas, que tienen por límite un conglomerado tridimensional de macromoléculas:

Los átomos activos del fenol en posición «orto» y «para» respecto a los grupos OH, pueden unirse a los grupos metilol mediante uniones atómicas. Se prosigue la condensación mientras existan grupos activos, y se producen conglomerados macromoleculares de configuración irregular.

Resinas de este tipo son usadas en explosivos, según técnicas y aplicaciones varias. Según «Heatres Ltd.» (7), tratando una sal rica en oxígeno, como $KClO_3$, $KClO_4$, etcétera, y un éster ininflamable de celulosa (acetato de celulosa, por ejemplo) con una resina de fenol-formol, preferentemente disuelta en un producto volátil (para fácil eliminación posterior), se origina un explosivo plástico. El procedimiento de obtención, y características del producto resultante, se detallan más ampliamente en la patente inglesa de Alexander C. Scott (8).

Granos de pólvora sin humo pueden ser recubiertos con mezclas de un compuesto orgánico no volátil y sin propiedades explosivas (como ésteres alquílicos de un ácido graso superior), y un disolvente no volátil de nitrocelulosa, aunque sí es soluble en el disolvente de la misma. Además de los ésteres utilizados (ésteres alquílicos del ácido ricinoleico polimerizado, ésteres de resinas hidrogenadas, etc.), se utilizan resinas del tipo fenol-formol. Se conocen ejemplos de disolventes que pueden emplearse, en la patente de la «Hercules Powder Co.» (9).

Otras veces, la resina de fenol-formol se usa como substancia sostén en dinamitas y otros explosivos líquidos, con la ventaja de ser combustible la substancia soporte. Uno de estos tipos de explosivos ha sido patentado en 21 de marzo de 1941 por la «American Cyanamid» (10).

Debido al efecto aislante e hidrófobo de las resinas de fenol-formol, se han utilizado como agentes de impregnación y recubrimiento en mechas, pólvoras granuladas, etc., combinadas o en substitución de ésteres celulósicos (11, 12).

El formol o sus polímeros y altos homólogos, reacciona con nitrato amónico, en contacto de agua y calentado, originando nitrato de monometilamina.

La hipótesis de Werner (13), admite para su interpretación la formación intermedia de metilenimina:

$$NH_3 . HNO_3 + CH_2O \text{ (ac.)} \rightarrow CH_2 : NH (HNO_3) + H_2O$$

$$CH_2 : NH (HCl) + CH_2O \text{ (ac.)} + H_2O \rightarrow CH_3 . NH_2 . HNO_3 + HCOOH$$

Esta reacción prosigue, y llega, en condiciones de temperatura adecuadas, a la obtención de derivados de trimetilamina:

$$CH_3 . NH_2 . HNO_3 + CH_2O \text{ (ac.)} \rightarrow CH_3 . N : CH_2 (HNO_3) + H_2O$$

$$CH_3 . N : CH_2 (HNO_3) + CH_2O \text{ (ac.)} + H_2O \rightarrow (CH_3)_2 NH \cdot HCl + HCOOH$$

$$2 (CH_3)_2 NH . HNO_3 + CH_2O \text{ (ac.)} \rightarrow CH_2 [N(CH_3)_2]_2 . 2 HNO_3 + H_2O$$

$$CH_2 [N(CH_3)_2]_2 . 2 HNO_3 + CH_2O \text{ (ac.)} + H_2O \rightarrow (CH_3)_3 N . HNO_3 + (CH_3)_2 NH . HNO_3 + HCOOH$$

Efectuando esta reacción en exceso de nitrato amónico, calculado de modo que el exceso que no haya reaccionado con el formol, asegure la completa combustión del nitrato de monometilamina presente, se obtiene un producto explosivo muy plástico, que se utiliza, una vez seco, sólo, o bien, para evitar su higroscopicidad, recubierto o mezclado con parafina.

Otro tipo de resinas que tienen aplicación en explosivos, son los de formol-urea, cuyo proceso de policondensación no está perfectamente aclarado.

Por reacción de formol y urea en frío, a pH = 7, se forman, en primer lugar, mono y dimetilolurea, según:

$$\begin{matrix} NH_2 \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ NH_2 \end{matrix} \quad + HCHO \rightarrow \quad \begin{matrix} NH_2 \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ NH - CH_2OH \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} NH_2 \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ NH_2 \end{matrix} \quad + 2\,HCHO \rightarrow \quad \begin{matrix} NH - CH_2OH \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ NH - CH_2OH \end{matrix}$$

Estas metilolureas, calentadas, y en disolución fuertemente ácida, desprenden agua, pasando a mono y dimetilenureas, a las que se asignan las siguientes fórmulas policondensadas:

$$\left| \begin{matrix} NH_2 \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ N = CH_2 \end{matrix} \right|_x \quad y \quad \left| \begin{matrix} N = CH_2 \\ / \\ C = O \\ \backslash \\ N = CH_2 \end{matrix} \right|_x$$

Estas metilenureas no sirven para trabajadas por moldeo.

Realizando la condensación en disolución ligeramente ácida, tamponadas y a temperatura adecuada, se alcanza un estado de equilibrio entre las combinaciones metilol-metilen:

$$\begin{matrix} N = CH_2 \\ | \\ C = O \\ | \\ N = CH_2 \end{matrix} \; + \; \begin{matrix} NH_2 \\ | \\ C = O \\ | \\ NH - CH_2OH \end{matrix} \; \rightarrow \; \begin{matrix} NH - CH_2 - NH & \\ | \qquad\qquad | & \\ C = O \qquad C = O & \\ | \qquad\qquad | & \\ NH - CH_2 - N - CH_2OH & \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} N = CH_2 \\ | \\ C = O \\ | \\ N = CH_2 \end{matrix} \; + \; \begin{matrix} NH . CH_2OH \\ | \\ C = O \\ | \\ NH . CH_2OH \end{matrix} \; \rightarrow \; \begin{matrix} NH - CH_2 - N - CH_2OH \\ | \qquad\qquad | \\ C = O \qquad C = O \\ | \qquad\qquad | \\ NH - CH_2 - N - CH_2OH \end{matrix}$$

que se policondensan entre sí, a través de los grupos metilol e imino:

$$\begin{matrix} NH - CH_2 - NH & & \\ | \qquad\qquad | & & \\ C = O \qquad C = O & & \\ | \qquad\qquad | & & \\ NH - CH_2 - N - CH_2 & \boxed{OH \; + \; H} & NH - CH_2 - N - CH_2OH \\ & & | \qquad\qquad | \\ & & C = O \qquad C = O \\ & & | \qquad\qquad | \\ & & NH - CH_2 - N - CH_2OH \end{matrix}$$

originando macromoléculas, de fórmula:

```
NH — CH2 — NH                              HOH2C — N — CH2 — NH
|           |                                      |          |
C = O       C = O                                  C = O      C = O
|           |                                      |          |
NH — CH2 — N — CH2 —  N — CH2 — N — CH2 — N — CH2 — N
|                     |          |                  |
CH2                   C = O      C = O              CH2
|                     |          |                  |
N — CH2 — N — CH2OH  NH — CH2 — N — CH2 — N — CH2 — N
|          |                                |        |
C = O      C = O                            C = O    C = O
|          |                                |        |
— N — CH2 — N —                           — N — CH2 — N —
```

con posibilidad de policondensación a través de los grupos metilol e imino libres, todavía existente en la macromolécula.

Resinas de este tipo, obtenidas en forma porosa, encuentran aplicación como cuerpo soporte, empleando como materia activa explosiva nitratos de sodio, potasio o amonio, cloratos o percloratos alcalinos, y explosivos líquidos como nitroglicerina, nitroglicoles solos o mezclados con productos nitroaromáticos. Una patente de este tipo es la de la «American Cyanamid Co.» (14) y la de Kurt E. Ripper (15), en la que emplea, como cuerpo activo, nitroglicerina.

Es posible que una de las aplicaciones más interesantes de los plásticos, dada la evolución actual del armamento, con tendencia al empleo de proyectiles-cohetes, sea su utilización en la preparación de cargas de este tipo. Thomas y la «Monsanto Chemicals Ltd.» (16), patentaron una composición para propulsión en proyectiles-cohete, formada por mezcla de una substancia oxidante, como nitrato sódico, y una oxidable, como picrato amónico, incorporadas a una resina artificial termoestable, moldeada la mezcla a la forma deseada. Otra patente británica (17), similar a la anterior, utiliza un tipo específico de resina, la N-butil-urea-formol.

Veamos ahora las aplicaciones de otro tipo de resinas artificiales: las vinílicas.

En sentido más amplio, se llaman así las resinas que poseen el grupo vinilo $CH_2 = CH—$. Iniciaremos su estudio con el de los ésteres del ácido metacrílico. La polimerización del ácido y ésteres se logra por la acción del oxígeno, ozono, luz o calor, y puede tener lugar en seco (prensado o inyección), en disolución, dispersión o emulsión. Los catalizadores empleados son substancias oxidantes, como peróxidos de hidrógeno, acetilo o benzoilo. Los ésteres acrílicos o metacrílicos adquieren las siguientes estructuras macromoleculares:

```
— CH2 — CH — CH2 — CH — CH2 —
        |          |
        COOR       COOR

        CH3        CH3
        |          |
— CH2 — C — CH2 — C — CH2 —
        |          |
        COOR       COOR
```

Un ejemplo de ésteres metacrílicos lo tenemos en la patente norteamericana (18), concedida a B. H. Milus, de la «E. I. du Pont Nemours & Co.». Consiste en la fabricación de una pólvora sin humo, con 73,4 % de nitrocelulosa (con 13,2 % de N.), nitroglicerina 25 %, $K_2SO_4$ 1 % y difenilamina 0,6 %, elaborada en macarrón de 0,08 pulgadas de diámetro exterior, con una perforación longitudinal de 0,015 pulgadas de diámetro. El macarrón se introduce en una mezcla con una emulsión estabilizada y al 40 % de metacrilato de butilo y agua. Después de un secado preliminar, se cortan los macarrones resultantes a la longitud deseada, por ejemplo, a 0,091 pulgadas. De este modo, las superficies exteriores del grano, se hallan recubiertas con un retardante de la combustión, mientras que los extremos se encuentran libres. Se pueden utilizar como emulsiones estabilizadas, ésteres etílicos, propílicos o isobutílicos.

En el sentido estricto de resinas vinílicas, deben considerarse el cloruro de polivinilo, acetatos y cloroacetatos.

El mecanismo de polimerización, según Staudinger, es el siguiente:

```
CH3 — CO — O                      O — OC — CH3      |
           |          →           |                 |
           CH = CH2       — H2C — CH — CH2 ......   |_

  [   O — CO — CH3     ]   O — CO — CH3
  [   |                ]   |
  [ ... CH — CH2 —     ] ... CH — CH2 —
                        ×
```

el catalizador utilizado es peróxido de benzoilo, acetilo y, mejor aún, según W. Hunteenburg, peróxido acetilbenzoílico.

También es posible la formación de un puente a través del grupo peróxido presente debido a originarse un radical doble, cuyos carbonos extremos siguen reaccionando:





$$CH_2 = CH - O - CO - CH_3 \rightarrow \begin{array}{l} CH_2 - CH - O - CO - CH_3 \\ \;|\qquad\;\; | \\ \;O \;\text{———}\; O \end{array} \rightarrow$$

$$\rightarrow \begin{array}{llll} & O - CO - CH_3 & & O - CO - CH_3 \\ & \;| & & \;/ \\ - CH_2 - & CH & - CH_2 - & CH \\ & \;| & & \;\backslash \\ & - O & & O - \end{array} \rightarrow$$

$$\rightarrow \begin{array}{lll} & O - CO - CH_3 & \qquad O - CO - CH_3 \\ & \;| & \qquad\;| \\ CH_3 - & CH - \ldots\ldots\ldots\ldots & - CH_2 - CH \\ & |\text{________} \; O \; \text{________}| & \end{array}$$

Los polímeros mixtos, entre ellos, los cloracetatos, se interpretan, según Dreher, de la forma siguiente:

$$\begin{array}{l} Cl \\ | \\ CH = CH_2 \end{array} + \begin{array}{l} CH = CH_2 \\ | \\ O \\ | \\ CO - CH_3 \end{array} \rightarrow \begin{array}{l} Cl \\ | \\ CH_2 - CH_2 \end{array} \left[ \begin{array}{l} \qquad\qquad\qquad Cl \\ \qquad\qquad\qquad | \\ - CH - CH_2 - CH - CH_2 \\ \;| \\ \;O - CO - CH_3 \end{array} \right]_x \begin{array}{l} - CH - CH_2 \\ \;\;| \\ \;\;O \\ \;\;| \\ \;\;CO - CH_3 \end{array}$$

Estos polímeros mixtos han tenido aplicación en la manufactura de dinamitas, así según J. M. de Bell (19), las superficies en contacto con nitroglicerina o compuestos de ella derivados, se protegen con un polímero de haluro de vinilo, y un ester de un ácido alifático, como acetato de vinilo.

Detonadores para minas de carbón, se construyen con resinas polivinílicas, que llevan en su interior fuerte cápsula metálica (por ejemplo de hierro), cargada con $Pb\ (N_3)_2$, según patente alemana de W. Erschba (20).

Cebos y mechas se recubren, según patente británica de la «Dynamit A. G.» (21), con una mezcla de cloruro de vinilo polimerizado y agentes emolientes, como fosfato de tributilo, ftalato de dibutilo, o con el producto de polimerización del cloruro de vinilo y otras compuestos, por ejemplo, esteres acrílicos o acetato de vinilo, o con una mezcla de este último y agentes emolientes.

A la macromolécula de alcohol polivinílico se le asigna la estructura:

$$\begin{array}{lllll} - CH - & CH_2 - & CH - & CH_2 - & CH - \\ \;\;| & & \;\;| & & \;\;| \\ \;OH & & \;OH & & \;OH \end{array}$$

aunque, probablemente, es más compleja, debida a reacciones secundarias. Este alcohol se utiliza, por su carácter de coloide protector, en la conservación de dispersiones y emulsiones, y cuando conviene rebajar la vivacidad de una pólvora, se le adiciona a ésta en estado fundido. Según patente de David E. Pearsall (22), la composición utilizada puede ser: alcohol polivinílico 5-55, hierrosilicio 1-15, agente oxidante 10-75, harina de madera 1-25, azufre 5-50 y grafito de 0,5 a 10 partes en peso, respectivamente.

Vamos a resumir a continuación otros tipos de explosivos, plastificados con distintas resinas.

Explosivos a base de perclorato amónico y de utilidad en minería, pueden utilizar según Edwing H. Burrows (23), la composición siguiente: perclorato amónico, 54 %, nitrato bárico, 29,5 %, aluminio en polvo 1,5 %, aluminio en granalla, 9 % y resina 3 %.

Un material combustible, de baja densidad, utilizado como absorbente de nitroglicerina u otro explosivo líquido, puesto en contacto con un material de naturaleza coloidal, disuelto o disperso en un medio líquido, rebaja la capacidad absorbente del soporte sin incrementar la densidad. A este fin se utiliza, según la «E. I. du Pont» (24), almidón, viscosa, caseína y diversos tipos de resinas sintéticas o naturales. Otras veces conviene endurecer las pequeñas celdas que deben saturarse con nitroglicerina. Para eso, el material celular es calentado con una resina termoestable, en condiciones tales, que no disminuya su poder absorbente a la nitroglicerina (25).

Un compuesto doble, con cuatro moles de pentaeritrita y un mol de dipentaeritritа, es utilizable, una vez nitrado, en la preparación de explosivos, o de esteres y compuestos resinosos de uso en plásticos. Detalles sobre estos compuestos y aplicaciones, dan J. A. Wyler y A. E. Wernett (26).

Según Arthur H. Sanford (27), composiciones utilizadas para mechas, con resinas naturales o de síntesis como agente aglomerante, poseen la desventaja del reblandecimiento. Esta es la causa de que se peguen durante su almacenamiento, sobre todo en épocas calurosas. El uso de resinas polimerizadas previene este reblandecimiento, que se manifiesta, sobre todo en atmósfera caliente y húmeda. La resina polimerizada tiene un punto de reblandecimiento de 5 a 100° por encima del de la resina primitiva.

Una aplicación del cupreno (sólido polimerizado de $C_2H_2$), ha sido propuesta por A. Foulon (28), como absorbente de la nitroglicerina u oxígeno líquido, y también como substitutivo del carbón en la pólvora negra,





como ingrediente en explosivos a base de clorato o nitrato amónico, etc...

Pólvoras sin humo de carácter progresivo, pueden protegerse según H. M. Spurlin y G. H. Pfeiffer (29), con una ligera capa de resina de síntesis, como ftalato de glicerol, abietato de metilo hidrogenado, etc.

## PLÁSTICOS EXPLOSIVOS

Con la aparición de los polímeros vinílicos se esfumó la separación básica establecida entre resinas naturales y artificiales, por un lado, y ésteres de celulosa, por otro.

La celulosa, producto natural de molécula catenaria, se halla constituída según K. H. Meyer y Mark, por restos celobiósicos glucosídicamente unidos, y colocados de tal manera, que las moléculas lineales están enlazadas entre sí, dando lugar a una orientación.

En explosivos, el único derivado en uso es el ester nítrico, empleado como gelatinizante, y componente primordial en pólvoras propelentes, sean simples o de doble base.

La nitrocelulosa usada en gelatinas explosivas es, de acuerdo con Kraemer (30), del mayor grado de polimerización (3.000-3.500) de todos los derivados comerciales de la celulosa. Esto no es sorprendente, cuando se considera que la celulosa utilizada ha sido obtenida por cuidadosa purificación, y que es misión de la nitrocelulosa empleada, mantener la nitroglicerina en forma menos sensible al choque, incrementando, al mismo tiempo, su poder explosivo.

Las gelatinas explosivas se componen, generalmente, de nueve partes de nitroglicerina por una parte de nitrocelulosa. Se efectúa la gelatinización en mezcladores adecuados. Este material adquiere su máximo aprovechamiento en trabajo húmedo, donde su elevada resistencia al agua permite emplearlo incluso en cargas bajo agua. Asimismo se utiliza en trabajos de voladuras, túneles, etc...

Es interesante destacar que el gel obtenido como resultado del tratamiento de la nitroglicerina con nitrocelulosa disminuye extraordinariamente el riesgo de explosión a consecuencia de choques bruscos, que hacen tan peligroso el manejo de la nitroglicerina líquida.

La nitrocelulosa utilizada en estas gelatinizaciones viene a poseer una riqueza en nitrógeno de 12,3 %.

Asimismo, se utilizan dinamitas gelatinizadas, con nitrato sódico, carbón de madera y azufre, mezclados con el gel en proporciones varias.

Los usos propelentes de la nitrocelulosa tienen su origen en los descubrimientos de Schönbein y Abel a mediados de la última centuria, al comprobar que este material podía utilizarse graneado y previamente estabilizado, como poderoso explosivo sin humos.

Los primeros ensayos para utilizar la nitrocelulosa en explosivos se hicieron en Austria, pero el producto, de textura fibrosa, no pudo ser adecuadamente estabilizado, y, por lo tanto, usado como explosivo de garantía en lo que atañe a la seguridad de su manejo.

El trabajo de Abel, al permitir estabilizar la nitrocelulosa, permitió su utilización en explosivos rompedores, aplicación que fué la más importante por espacio de muchos años.

Nitrocelulosa comprimida en estado húmedo, y con un contenido en nitrógeno de 13,4 %, ha sido utilizada como carga explosiva en los torpedos Whitehead.

La primera pólvora sin humos de aplicación práctica fué preparada por el químico francés P. Vielle, gelatinizando nitrocelulosa con un contenido en nitrógeno de 13 %, con una mezcla de alcohol-éter, laminando la pasta resultante entre placas de estaño y cortando la lámina en pequeños cuadrados que luego secaba, con lo que quedó en condiciones de ser utilizada. Este procedimiento es similar al de moldeo de polvos termoplásticos, de tan amplia utilización.

La pólvora obtenida, según la técnica anterior, tenía propiedades de combustión suficientemente lentas para tener aplicaciones balísticas. Han sido continuados los estudios hasta conseguir las pólvoras de doble base (nitrocelulosa gelatinizada con nitroglicerina, como la balistita y cordita), y las sin humo no higroscópicas y sin llama.

La mayor parte de las pólvoras modernas se gelatinizan con alcohol y éter, o bien, con alcohol y acetona, y se granean en tamaños y formas diversas, con posterior eliminación del disolvente.

Estas pólvoras tienen las siguientes ventajas: son casi totalmente insensibles a la humedad, balísticamente son estables, poseen elevada energía potencial, se aconseja su uso en los casos en los que se requieran condiciones extremas, como en las armas de fuego de elevada velocidad inicial. Entran más fácilmente en ig-





nición que las de simple base, y son, además, de combustión más uniforme.

A continuación, y a título informativo, damos las siguientes composiciones de pólvoras, que corresponden, respectivamente, a patentes de la «du Pont C°» y «Hércules Powder C°», de Estados Unidos:

| | | |
|---|---|---|
| Nitrocelulosa | 85 % | 76 % |
| Dinitrotolueno | 10 % | 23 % |
| Ftalato de dibutilo | 5 % | — |
| Difenilamina | 1 % | 1 % |

Puede decirse que todas las pólvoras modernas emplean nitrocelulosas con una riqueza en nitrógeno de 12,6 a 13,33 %. Son pólvoras con un contenido medio de 12,75 % o más.

La difenilamina usada como estabilizador, reacciona con los óxidos de nitrógeno formados por descomposición de la nitrocelulosa. Debe mantenerse el producto libre de ácido durante el almacenamiento, ya que la descomposición autocatalizada por éste proseguiría de permanecer en contacto con la nitrocelulosa (31).

Nitrocelulosa en distinto grado de nitración se utilizan en gran escala para dar estado plástico a pólvoras y explosivos.

En septiembre de 1911 fué patentada una trilita plástica por la Sociedad Universal de Explosivos de París. Para obtenerla, calentaban en baño de agua (entrae 40 y 50°) de 21-24 partes de trinitrotolueno, le añadían a continuación, de 1 a 2 partes de colodión, con un contenido en agua de 10 a 20 %, y una vez formada, le añadían masa homogénea y gelatinosa, de 75 a 78 partes de clorato potásico. Este explosivo anti-incongelable es absolutamente insensible al agua, y no pierde plasticidad a través de un largo almacenamiento.

De acuerdo con una patente inglesa de julio de 1911, el sueco S. A. G. Naucknoff obtiene un explosivo plástico utilizando como componente primordial trinitrotolueno. En la primera parte del proceso de fabricación, la trilita es plastificada por adición de nitrocelulosa. Es después mezclada con un portador de oxígeno, tal como nitratos, cloratos, etc. Se ha utilizado la siguiente composición como substitutivo de la dinamita:

31 % de trinitrotolueno gelatinizado (con contenido en nitrocelulosa de 4 %).

43 % de clorato amónico.

26 % de nitrato amónico.

Según una patente francesa (32), se preparan cargas plásticas de pentrita, hexógeno u otro explosivo similar, combinándolos con nitrocelulosa y compuestos nitroaromáticos líquidos, con adición de estabilizadores o plastificantes.

Se pueden obtener explosivos de alto poder, gran sensibilidad a la iniciación por detonación, pero insensibles al impacto, tratando esteres polinitrados finamente cristalizados, con un nitro-compuesto líquido, hecho viscoso con nitrocelulosa.

Una composición de este tipo ha sido patentado por H. R. Wright y Ch. H. Rigby (33). Se halla constituída por un 76,25 % de pentrita y 22,5 % de una mezcla de dinitrotoluenos isómeros (75 %) y trilita (25 %). A esta mezcla en disolución acetónica, se le añade 1,25 % de nitrocelulosa, con un contenido en nitrógeno de 12 %. El conjunto forma una masa plástica, que posee una velocidad de detonación de 8.000 m/s., y cuya sensibilidad y plasticidad no disminuye al permanecer durante tres meses a 35°.

Otro tipo de explosivo plástico, descrito por J. Taylor y D. S. Fenson (34), se compone de esteres nítricos (como nitroglicerina), con o sin compuestos explosivos cristalinos, y una mezcla de nitrocelulosas solubles e insolubles (aproximadamente, en la relación de 11,6-12,3 y 13,0, respectivamente). Los componentes fundamentales están en la proporción de 1:3.

Para mejorar la calidad del explosivo pueden añadirse otros componentes, entre los que se utilizan nitroguanidina para incrementar la plasticidad, nitrotoluenos líquidos, con los que disminuye la sensibilidad al choque, estabilizadores, antiácidos, etc.

Veremos a continuación ciertas resinas, que si bien corresponden a tipos de condensación anteriormente citados, presentan como plásticos explosivos que son, características y propiedades que les hacen formar grupo aparte. Algunos de ellos son especies químicas puras.

Herman A. Bruson y George B. Butler (35) patentan la obtención de una resina explosiva o fácilmente combustible y altamente nitrada, condensando trilita con formol y amoníaco o una amina primaria capaz de formar metilol derivados. Estos cuerpos han sido objeto de nuestro estudio (36). Se han obtenido los productos de condensación de trinitrotolueno y formol con amoníaco, metilamina y alilamina. De





este método damos una posible interpretación teórica, así como los resultados obtenidos al substituir el trinitrotolueno por trinitrofeniletanol en condensaciones similares, y adjuntamos, en cada caso, los valores analíticos y de caracterización.

Estos nuevos compuestos, en contraste con el trinitrotolueno, arden con vigor en el aire, y son de posible aplicación en la preparación de explosivos militares, cargas para cohetes, aglutinantes en pólvoras de nitrocelulosa, pólvora negra, altos explosivos como trilita, ácido pícrico, tetralita, nitroglicerina, etcétera.

Los mismos autores patentan (37) otro tipo de plásticos con propiedades explosivas, que arden vigorosamente en el aire. Están constituídos por esteres de estructura:

ROOC . CH : CH . COOR′

Polimerizados con 1-2 % de peróxido de benzoilo a 100°, forman una masa plástica transparente de dureza y elasticidad variable. Bruson y Butler (38), patentan un nuevo tipo de plástico explosivo fácilmente combustible, y que obtienen por polimerización de trinitrofenil-etil-esteres de los ácidos acrílico y metacrílico, con peróxido de benzoilo a las temperaturas de fusión del ester.

Por nuestra parte, en reciente comunicación (39), hemos obtenido el metacrilato de picrilo, no descrito en la bibliografía, empleando una técnica preparativa distinta a la de Bruson y Butler, con la que conseguimos rendimiento superior al que se alcanza con cualquier otro de los métodos teóricamente previsibles.

$$CH_2{=}C(CH_3){-}COCl + HO{-}C_6H_2(NO_2)_3 \longrightarrow ClH + CH_2{=}C(CH_3){-}COO{-}C_6H_2(NO_2)_3$$

Por último, y en reacción de condensación similar a la anterior, hemos obtenido el acrilato de picrilo (40):

$$CH_2{=}CH{-}COCl + HO{-}C_6H_2(NO_2)_3 \longrightarrow ClH + CH_2{=}CH{-}COO{-}C_6H_2(NO_2)_3$$

cuerpo del que tampoco existen referencias en la bibliografía, y que, en unión de los anteriores, son objeto de nuestro estudio, con el fin de determinar sus distintas características explosivas.

Con esto damos fin al presente trabajo, que no ha tenido más pretensión que el resumir y agrupar un capítulo tan interesante como es la aplicación de los plásticos en la industria de pólvoras y explosivos, destacando las diversas modalidades de utilización publicadas hasta la fecha.

## BIBLIOGRAFÍA


(1) Colver. «*High Explosives*».
(2) Travagli y Torboli. *Pat. italiana* 333080 (1935).
(3) Moreschi. *Atti. R. Accad. del Lincei.* Roma (5), *28*, I, 277-80 (1919).
(4) Litterscheid F. M. y K. Thimme, Ann. *334*, 13 (1904).
(5) Baeyer. *Ber. 5*, 25, 280, 1094 (1872).
(6) Homwink. *Physikalische Eigenschaften und Feinbaun von Naturund Kunstharzen*, pág. 116.
(7) Heatres. *Ltd. Pat. norteamericana* 745098 (1933).
(8) A. C. Scott. *Pat. inglesa* 391881 (1933).
(9) Hercules Powder Co. *Pat. inglesa* 528035 (1940).
(10) American Cyanamid. *Pat. inglesa* 534900 (1941).
(11) *Patente sueca* 86737 (1936).
(12) *Patente austríaca* 153826 (1938).
(13) Werner. J. *Che, Soc. 111*, 844-53 (1917).
(14) American Cyanamid. *Pat. inglesa* 513633.
(15) Kurt E. Ripper. *Pat. norteamericana* 2334149 (1943).
(16) Thomas. Monsanto. *Chemicals Ltd. Pat. inglesa* 579057 (1946).
(17) *Idem. Pat. inglesa* 579058 (1946).
(18) B. H. Milus. E. I. du Pont. *Pat. norteamericana* 2349048 (1944).
(19) J. M. de Bell. *Pat. norteamericana* 2296911 (1942).
(20) W. Erslchba. *Pat. alemana* 715101 (1941).
(21) Dynamit A. G. *Pat. inglesa* 428187.
(22) David E. Pearsall. *Pat. norteamericana* 2416639.
(23) Edwing H. Burrows. *Pat. norteamericana* 1891550.
(24) E. I. du Pont. *Pat. inglesa* 375824.

(25) Ch. D. Bitting y R. W. Lawrance. *Pat. norteamericana* 2365170.

(26) J. A. Wyler y E. A. Wernett. *Pat. norteamericana* 2251236.

(27) A. H. Sanford. Hercules Powder Co. *Pat. norteamericana* 2389552.

(28) A. Foulon. *Z. ges. Schiess-Sprengstoff. 27*, 48-50 (1932).

(29) H. M. Spurlin y G H. Pfeiffer. *Pat. americana* 2198746.

(30) E. O. Kraemer *Ind. Eng. Chem. 30*, 1200 (1938).

(31) Davis y Ashdown. *Ind. Eng. Chem. 17*, 674 (1925).

(32) *Pat. francesa* 817864 (1937).

(33) H. R. Wright y Ch. H. Rigby. *Pat. inglesa* (1946).

(34) J. Taylor y D. S. Fenson. *Pat. inglesa* 579376 (1946).

(35) H. A. Bruson y G. B. Butler. *Pat. norteamericana* 2400806 (1946).

(36) R. Fernández Cellini. *Comunicación presentada al XXII Congreso Internacional de Química Industrial* (1949).

(37) H. A. Bruson y G. B. Butler. *Pat. norteamericana* 2404688 (1946).

(38) H. A. Bruson y G. B. Butler. *Pat. norteamericana* 2407131 (1946).

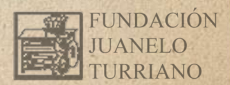
(39) R. Fernández Cellini. *Comunicación presentada a la Real Sociedad Española de Física y Química*. 4 de julio de 1949.

(40) R. Fernández Cellini. Inédito.

---

*Finalizada la lectura de esta comunicación se procede a la de la siguiente, núm. 86:*






FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

# N.º 86. - «Shantung de rayón»

Autores: D. PEDRO ALSINA MASSÓ y D. DANIEL ROGLÁ
Ingenieros Industriales

## I. INDUSTRIALIZACIÓN

Para alcanzar una industrialización de España creemos es indispensable seguir el camino marcado por nuestro Caudillo al crear el Consejo Superior de Investigaciones Científicas, y llegar al establecimiento de Centros de Investigación en las industrias ya existentes (Investigación Científico-Industrial) que permitirán, por su inmediato contacto con la realidad social y económica en sus más amplios aspectos, enfocar los problemas de materias primas, mano de obra, nuevas técnicas y nuevos procedimientos, llevándonos a la creación de nuevas industrias que habrán pasado por el tamiz de una investigación científico-industrial.

Es nuestra intención al presentar este estudio dar un ejemplo de los resultados prácticos que se obtienen con la investigación en la industria existente, al mismo tiempo que presentar una nueva técnica para la mayor aplicación de un hilo artificial de tanta importancia para el interés nacional como es el «rayón».

## II. FABRICACIÓN DE «SHANTUNG»

El «shantung» es el tejido confeccionado a base de hilos con variaciones aperiódicas de «denier». Las variaciones aperiódicas pueden ser en el hilo de trama solamente, o bien en los dos, urdimbre y trama, y es lo más corriente que sólo los hilos de la trama sean los que presenten las variaciones aperiódicas de «denier».

La fabricación actual del «shantung» se realiza principalmente a base de seda natural o de fibras de origen vegetal (lino, algodón, yute, etc.). Es muy reducida la producción a base de fibras artificiales.

La producción de «shantung» mediante fibras continuas de «rayón» resulta altamente económica y tiene, además, la gran ventaja de reducir las materias primas de importación si se lo compara con el fabricado a base de las demás clases de hilos.

La fabricación de hilos continuos de «rayón» con variaciones aperiódicas de «denier» para la confección de los citados tejidos, ha tropezado, hasta el momento presente, con dificultades difíciles de superar. Han sido infinitas las pruebas realizadas siguiendo procedimientos distintos, según citaremos a continuación, y se han originado en todas ellas variaciones periódicas de «denier», con períodos variables, función del procedimiento seguido.

Hasta la fecha, la fabricación de hilos artificiales con variaciones periódicas se ha realizado, ya mediante alimentación a modo de choques, del líquido de hi-





latura por mediación, entre otras cosas de: impulsión variable de las bombas de hilatura; bombas de hilatura a base de émbolos (usualmente dos), suprimida la cámara de presión que sirve para mantener constante la misma; bombas de émbolo con émbolos de diámetro diferente; bombas de engranajes con supresión de algunos dientes o con dientes desiguales; bomba principal con bombas auxiliares de émbolo para el suministro de líquido adicional en forma irregular (intermitente); bombas de membrana o de émbolo que no suministran líquido de hilatura sino que se utilizan para conseguir fluctuaciones de presión en la tubería que conduce el líquido y en el espacio comprendido entre la bomba principal y la hilera.

También se han hecho tentativas para estirar el hilo por choques entre la hilera y el artificio de recogida. Estas tentativas no han carecido de buen éxito. Para este fin se dispusieron miembros excéntricos o provistos de levas accionadas y el hilo se condujo sobre ellas. Este último era alargado de esta forma por choques. Otro método se basaba en guiar el hilo alrededor de dos guía-hilos o rodillos, cambiándose por choques la posición relativa de estos miembros con respecto al hilo. De este modo se efectuaban un estirado y un aflojamiento o un alargamiento y un acortamiento en el trayecto del hilo. El accionamiento de estos miembros era mecánico, semihidráulico o parcialmente electromagnético. Podría obtenerse también un cambio en el trayecto del hilo moviendo la tobera misma por choques. De este modo se consigue un acortamiento o alargamiento del hilo.

Se ha conseguido, además, influir sobre la longitud de la parte del hilo entre la tobera y el dispositivo de recogida mediante una velocidad periférica variable de este artificio. Esto se ha logrado de modo sencillo por medios excéntricamente soportados de sección transversal elíptica o con disposiciones mediante las cuales el dispositivo de recogida puede ser frenado o detenido súbitamente. También el hilo fué conducido con unas pocas vueltas alrededor de un rodillo cónico interpuesto, sobre el cual el hilo realizaba un movimiento de vaivén, a fin de producir irregularidad en la velocidad de recogida.

Otras tentativas que, en general, fueron menos satisfactorias, tendían a obtener las variaciones de «denier», haciendo que el baño de coagulación o el gas de coagulación fluyera contra el hilo recién hilado, que es todavía muy plástico, o cambiando la concentración o la composición del baño de hilatura, o aplicando variaciones durante el proceso de secado.

Todos los métodos descritos producían, sin embargo, variaciones periódicas, y se han hecho tentativas para obtener variaciones aperiódicas, combinando dos o más de estos métodos. Estas tentativas no fueron satisfactorias. La consecuencia es que, hasta ahora, no ha sido posible fabricar un tejido «shantung» de hilos artificiales en el cual se obtenga la distribución puramente accidental de las irregularidades, así como la diferencia entre puntos delgados y gruesos, como es el caso en el «shantung» real.

El inconveniente de los medios perturbadores usados hasta ahora es que están conectados de modo demasiado positivo con los mecanismos de impulsión o de transmisión. Por muy complicadas que tales disposiciones puedan ser, siempre actuaron periódicamente.

## III. NUEVO PROCEDIMIENTO

Mediante un nuevo procedimiento nos proponemos la fabricación de hilo continuo de «rayón», con variaciones aperiódicas en el «denier», adecuado para la obtención de un tejido «shantung» de características ideales.

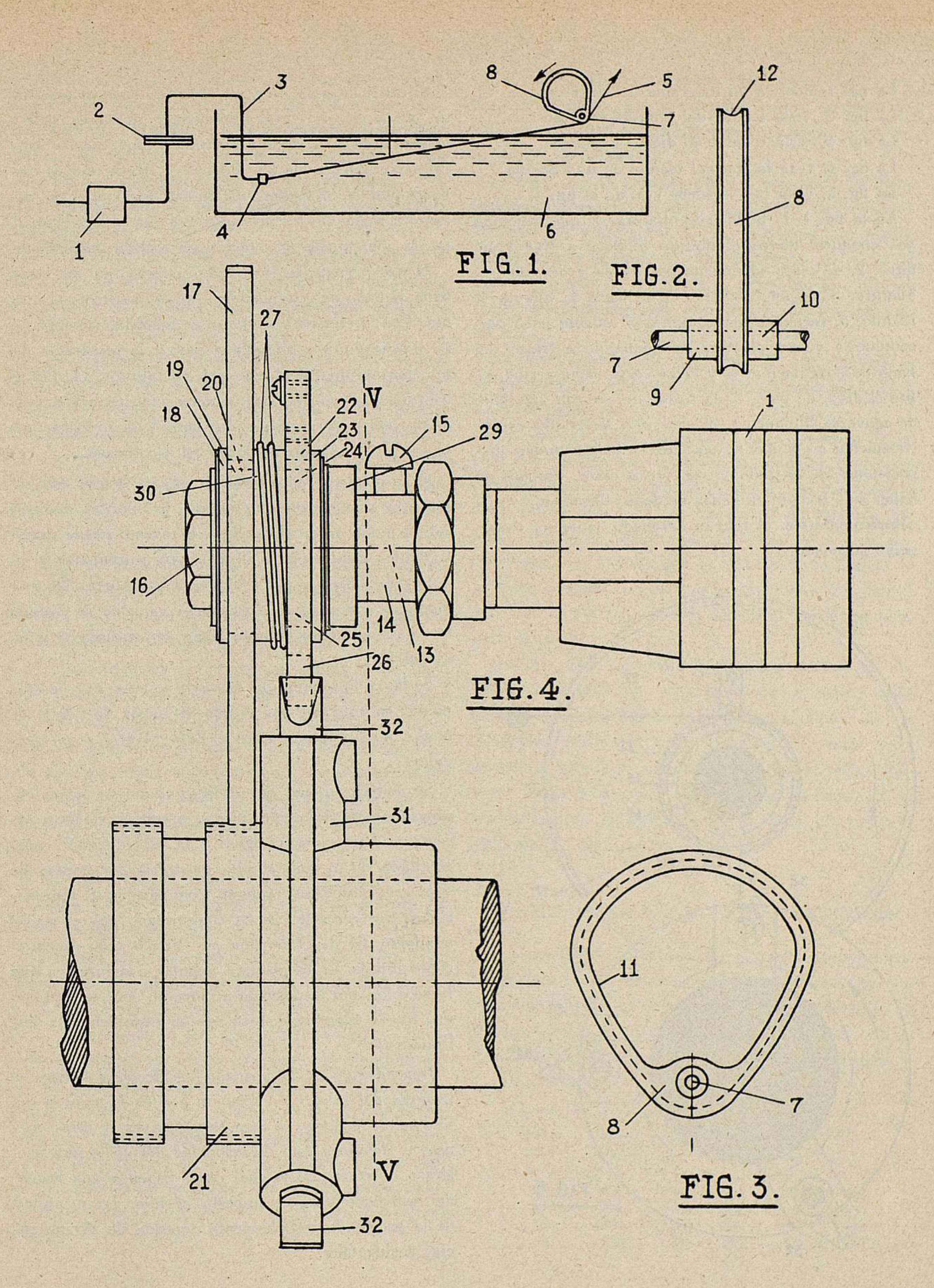
En el nuevo procedimiento, al medio que inevitablemente actúa de modo positivo, se le añade un miembro cuya actuación dependa de circunstancias accidentales, en contraste con cualquier otro medio de impulsión o de transmisión, tal como un mando por ruedas dentadas, por émbolos, por levas o por excéntricas. Como tal se usa un rozamiento deslizante.

Se caracteriza porque el hilo que sale de una tobera a la cual es suministrado en choques el líquido de hilatura, es conducido a través del baño de coagulación y pasa, por medio de un guía-hilos excéntrico que puede moverse libremente alrededor de un eje de rotación casi horizontal, hacia un dispositivo de tracción accionado mecánicamente. El hilo se apoya solamente en una parte del disco excéntrico. El dicho disco es puesto en movimiento, *ora por adherencia, ora por rozamiento de deslizamiento.*

Vamos a describir sucintamente este nuevo procedimiento con el estudio de los dibujos que se adjuntan.






FIG. 1.
FIG. 2.
FIG. 3.
FIG. 4.
V
V

La fig. 1 muestra un diagrama del dispositivo.

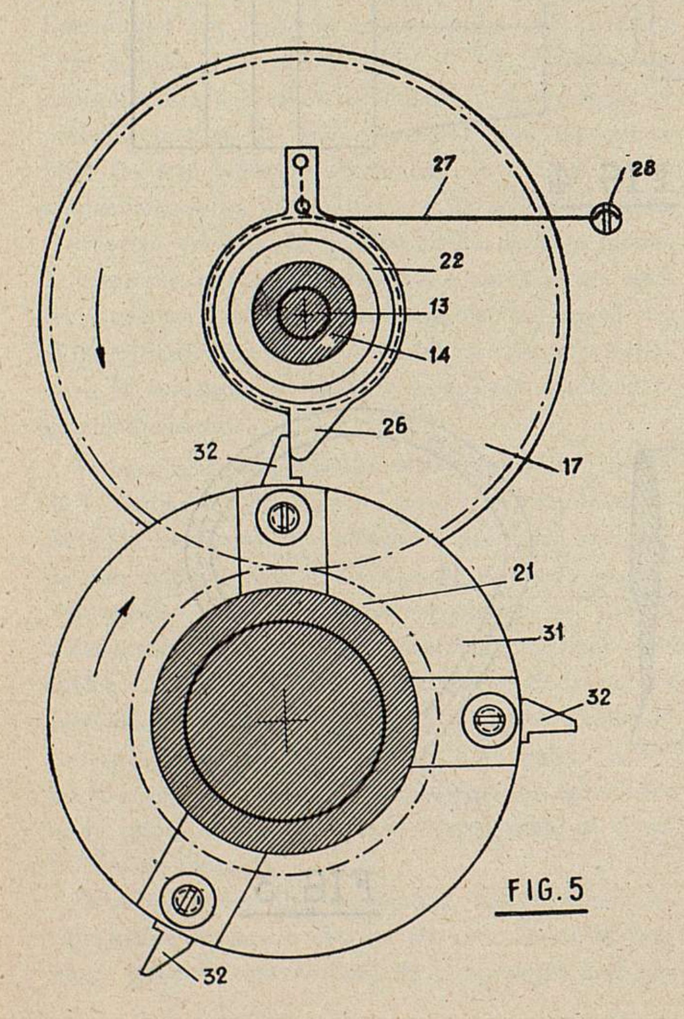
La fig. 2, vista lateral del guía-hilos excéntrico.

La fig. 3, vista frontal de dicho excéntrico.

La fig. 4, vista lateral del mando de una bomba.

La fig. 5, vista por la línea V-V de la fig. 4.

En la fig. 1, la bomba de hilatura, 1, que funciona por choques, fuerza el líquido hilatura a través del filtro, 2, de placa fácilmente permeable y del tubo de hilatura, 3, dispuesto detrás de él hacia la tobera, 4. El hilo, 5, recién formado, que está todavía poco descompuesto y aun plástico, es conducido a través del baño de coagulación, 6, y luego corre hacia arriba sobre el disco de guía, 8, en forma de corazón, que puede moverse libremente, el cual está soportado excéntricamente en el eje, 7, por medio de las usuales disposiciones de estirado y, en ciertos casos, después de haber sido tratado en baños de desacidificación y otros complementarios, el hilo es arrollado sobre un dispositivo adecuado.




El disco de guía de gran excentricidad va soportado por el eje, 7, y gira libremente y está asegurado a la izquierda y a la derecha contra movimientos laterales por medios de los guías 9 y 10. Su eje es casi horizontal o, al menos, inclinado, de modo que, durante la rotación, a consecuencia de un peso adicional, pueda conseguirse la rotación en sentido descendente.

El disco puede fabricarse de material que sea resistente al baño de coagulación o hecho resistente al mismo. Con preferencia se hace de material sintético. A fin de disminuir o adaptar el peso a la resistencia del hilo puede quitarse el material del interior, 11. Por el contrario, cuando el peso es demasiado reducido, puede proveerse con un peso adicional. A fin de lograr una buena guía del hilo, el borde 12 es cóncavo.

El dispositivo con aplicación de una bomba que suministra por choques el líquido de hilar se describe sólo a modo de ejemplo. Para el invento puede usarse cualquier disposición arbitraria para suministrar el líquido de hilatura por choques a la tobera. De este modo es suministrado un chorro variable de líquido de hilatura, que es influído luego por el disco de guía, excéntrico.

Se ha comprobado que el disco de guía, que ha sido puesto en rotación por el hilo, es capaz de influir de modo muy peculiar sobre el hilo blando y ya irregular.

Se podría suponer que el hilo, ya más o menos engrosado periódicamente, podría arrastrar el disco excéntrico con velocidad igual a la periodicidad, como resultado de lo cual el hilo mostraría variaciones de «denier» periódicas, aunque complicadas e imprevisibles. Sin embargo, se ha comprobado que el accionamiento del disco de guía por el hilo y su excentricidad propia no es positiva, regular o segura, ya que la relación con la posición accidental, ocurre, bien con una buena adherencia, bien con un rozamiento de deslizamiento.

Dependiendo de la posición accidental del disco el trayecto del hilo, y en relación con él, la presión del hilo sobre el disco, es unas veces mayor y otras menor, y, debido a esto, la velocidad del disco será acelerada o retardada, lo cual dará origen a una acción de resbalamiento con respecto al hilo. La magnitud de la acción de resbalamiento depende de circunstancias accidentales.





Además, el estado del hilo recién formado, es decir, su grado de coagulación, y en relación con éste, aunque en pequeña medida, su resistencia cambia, de modo que el deslizamiento arbitrario del disco actúa, ora sobre un hilo engrosado poco coagulado y blando, ora sobre un hilo delgado más coagulado y parcialmente descompuesto.

El estado accidental del hilo, cuando se apoya en el disco, influye incluso sobre el grado de la adherencia y determina una perturbación no regulable en la acción del disco sobre el hilo.

Se ha comprobado que el resultado era un hilo con variaciones de «denier» que carecen de periodicidad.

Con este dispositivo, es posible al mismo tiempo conseguir grandes diferencias entre sitios delgados y sitios gruesos. Variando las dimensiones del disco, la composición del baño de coagulación, etc., se han obtenido diferencias entre puntos delgados y gruesos de 1/3, 1/4 y 1/5, y aún mayores.

Aparte de la alimentación por choques del líquido de hilatura, la rápida sucesión de las variaciones de «denier» pueden ser influídas también alterando las dimensiones del disco de guía excéntrico.

El nuevo dispositivo puede ser utilizado en cualquier instalación de hilatura, en la que se emplee un baño de coagulación. También es adecuado para la fabricación de hilos, hilados según el método de hilatura por vía seca, en que el baño de coagulación es substituída por una celda de hilatura, y en el que se emplea gas o vapor como agente de coagulación o de secado.

Combinado con el disco de guía excéntrico descrito, puede usarse ventajosamente el accionamiento de bomba, según se describe.

En la fig. 4, se representa la bomba de hilatura, 1, con el árbol, 13, al cual va fijada la rueda de trinquete, 14, por medio del perno, 15. De modo que pueda girar sobre el perno, 16, que está conectado, con la rueda de trinquete, 14, va dispuesta la combinación de rueda dentada, 17, con anillo, 18, firmemente conectados entre sí. En los rebajes, 19, de la rueda dentada, 17, van dispuestos los trinquetes, 20, que transmiten el movimiento de la rueda dentada, 17, por medio de la rueda de trinquete, 14, al árbol de la bomba, 13. La rueda dentada, 17, es movida por el piñón, 21.

La combinación, firmemente conectada, del disco, 22, con el anillo, 23, gira también sobre la rueda de trinquete, 14. Los trinquetes van dispuestos en los rebajes, 24, del disco, 22.

El disco, 22, va provisto de una leva, 26, y es mantenido estacionario durante la rotación de la rueda dentada, 17, y del árbol, 13, de la bomba, por medio de un resorte espiral, 27, uno de cuyos extremos va sujeto al disco, 22, y el otro, a un punto fijo, 28; la rueda del trinquete, 14, gira debajo de los trinquetes, 25.

La rueda dentada, 17, y el disco, 22, son mantenidos en sus sitios en dirección axil por las arandelas, 29 y 30, y el perno, 16.

Contiguo al piñón, 21, gira el disco de levas, 31, el cual está provisto de tres levas, 32, que dan tres veces por revolución del disco de levas, 31, un movimiento temporal al disco, 22, en el sentido de rotación del árbol, 13, de la bomba. Este movimiento es unas pocas veces más rápido que la velocidad periférica de la rueda dentada, 17, ya que los trinquetes, 25, dan al árbol de la bomba, 13, una velocidad periférica temporal superior.

Durante esta velocidad periférica superior del árbol de la bomba con preferencia tres o cuatro veces mayor, la rueda, 14, de trinquete gira debajo de los trinquetes, 20, de la rueda dentada, 17; esta rueda dentada continúa girando con velocidad angular constante. Después de pasar cada una de las levas, 22, el resorte espiral, 27, cuida de que el disco, 22, vuelva a su posición original.

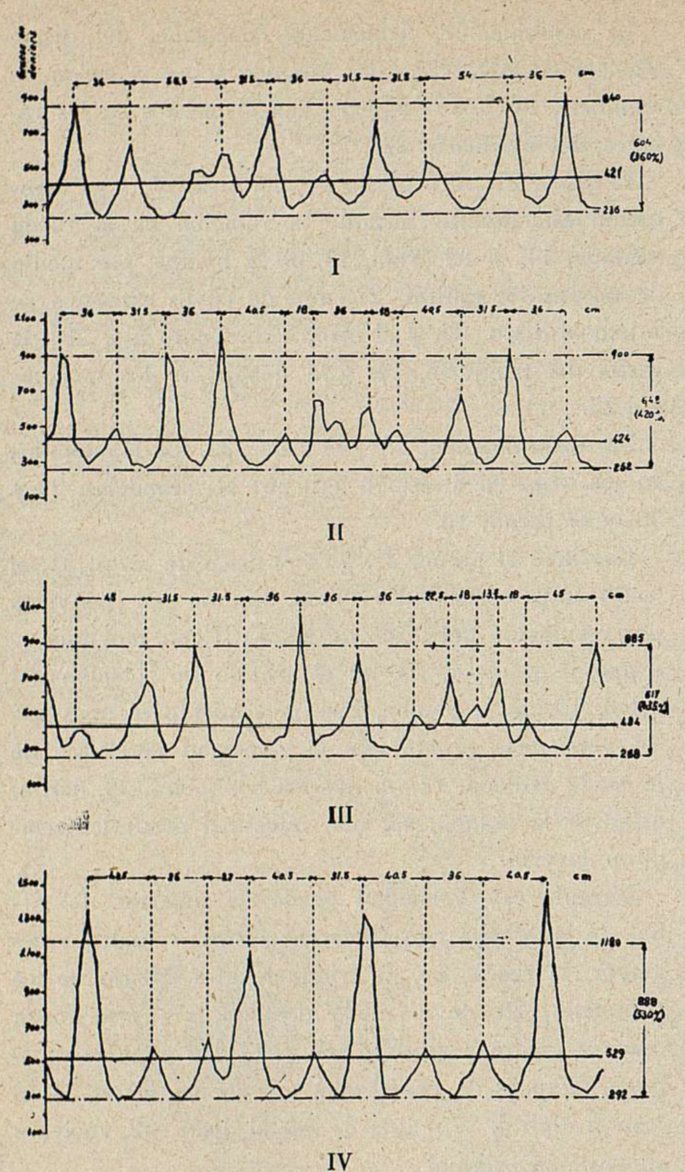
## IV. RESULTADOS Y MUESTRAS OBTENIDOS

Los resultados obtenidos con el nuevo procedimiento de fabricación de hilos continuos de «rayón» con variación aperiódica de «denier», vienen indicados, en forma somera, en el cuadro de características que se detalla a continuación y en los gráficos siguientes I, II, III y IV.

| Gráfico núm. | "Denier" | | | Amplitud en | |
|---|---|---|---|---|---|
| | med. | máx. | mín. | den | % |
| 1 | 421 | 840 | 236 | 604 | 360 |
| 2 | 424 | 900 | 252 | 648 | 420 |
| 3 | 434 | 885 | 268 | 617 | 435 |
| 4 | 529 | 1.180 | 292 | 888 | 530 |







Examinando los valores anotados y los gráficos adjuntos se puede observar la variación aperiódica de «denier», así como las amplitudes de «denier», la frecuencia de las oscilaciones y las longitudes de las «flamas« y de los adelgazamientos.

Los límites entre los que la amplitud debe variar, así como la frecuencia y distribución de las máximas de «denier» «flamas», dependen del tipo de tejido a que el «rayón» se destine, y no pueden fijarse *a priori*.

Una prueba de la importancia de este nuevo procedimiento es el haberlo patentado en los países industrialmente más importantes del mundo (incluído España), y una garantía de su novedad es la concesión de patente en países que, como Holanda, someten las demandas a un examen previo muy detallado y meticuloso.

## V.—*RESUMEN*

Se propone en este estudio seguir el camino señalado por nuestro Caudillo al crear el Consejo Superior de Investigaciones Científicas, y llegar a la creación de centros de investigación científico-industrial en la industria ya existente, como medio de lograr la industrialización de España.

Se da como ejemplo de los resultados prácticos que se obtienen en un centro de investigación industrial un nuevo procedimiento inventado por los autores para aumentar el campo de aplicación del «rayón».

Barcelona, 27 de marzo de 1950.

*Después de breves intervenciones, para esclarecer algunos extremos particulares del trabajo, se pasa a la lectura del resumen del núm.* 113, *que se reproduce a continuación, titulado*:





# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

# N.º 113. - Consideraciones sobre el tejido «Cord»

Autor: D. JUAN B. PUIG
Ingeniero de Industrias Textiles

Las cubiertas de neumático son el resultado de una estudiada y calculada compostura en la que interviene la materia textil en forma de un paramento de torzales, con o sin trama, y el caucho integrando la parte substancial de la mezcla que engoma dicho paramento. Si la importancia del hilado se pone en evidencia al trascender significativamente en el resultado del artículo, no es menos influyente el papel que en el conjunto desempeña el caucho; es más, si una de ambas materias ha de catalogarse como primordial, ésta es el caucho.

El caucho, como el lector no ignorará, se produce casi en su totalidad en el continente económico australasiático, y son británicos, franceses y holandeses quienes, por tener allí colonias que explotan las plantaciones, se benefician como directos consumidores y proveedores de los demás países. Alemania, Estados Unidos y demás países han venido siendo importadores de este producto.

El mismo fin autárquico que condujo a Alemania a hacer uso del rayón para ahorrarse importaciones de algodón, la llevó a producir caucho sintético para ahorrarse apreciable gasto de divisas en la compra de caucho natural. Este producto de la contemporánea magia química llamó poderosamente la atención, y los alemanes llegaron a exportar esta materia de síntesis a otros países que, a su vez, dejaron de ser clientes de los países distribuidores de caucho natural. Inglaterra sensibilizó en sus ventas esa intromisión tudesca, y la historia no debe olvidar el dato, que puede tener algún valor a la hora de enumerar las causas que justificaron el estallido del último conflicto armado padecido.

Cuando la guerra hubo entrado en su apogeo, y Japón dominaba los mares de Oriente a la par que los submarinos alemanes dificultaban el tránsito por las vías marítimas occidentales, Inglaterra y Estados Unidos se quedaron sin caucho natural. Siguiendo la pauta alemana, pronto los norteamericanos resolvieron la crisis, arrojando en su mercado otros cauchos sintéticos de su propia creación.

Desde que los Butapreno, Neopreno, Perbunan, Thiokol, etc., todos ellos cauchos sintéticos, irrumpieron en el mercado, las fábricas de neumáticos comenzaron a producir deficientemente. Es un secreto a voces que las cubiertas de tiempos de guerra producidas por Estados Unidos e Inglaterra han dado y están dando, en general, resultado deplorable, y que cualquiera de las fábricas en España, con todo y contar con medios mu-





cho más modestos y menos espectaculares, han resultado superiores. El misterio no ha sido otro que el de que en nuestro país no ha sido necesario generalizar el uso del caucho sintético.

Precisamente, desde que los cauchos sintéticos se adueñaron del mercado, en la industria del neumático gravita la inquietud por el peligroso calentamiento de las cubiertas, y de aquí uno de los «slogans» de que, utilizando «rayón» en vez de algodón, aquéllas ruedan más frías y que con ello se obtiene mayor duración.

Amén de otra serie de características peculiares (como su elasticidad), que, a identidad de las demás condiciones, lo sitúan debajo de las aptitudes del caucho natural, un gran inconveniente del caucho sintético es, pues, el de calentarse con mayor facilidad y bastante más que aquél. Es decir, el caucho, además de ser un mal conductor del calor, formando cuerpo en la cubierta y en posición dinámica, o sea rodando y a causa de los repetidos ciclos de compresión y extensión a que lo somete el trabajo evolutivo sobre la pista o firme de la carretera, experimenta sensibles pérdidas de potencia por histéresis y, por lo dicho, esta energía es absorbida transformándose en calor que, al disiparse mal, en el seno cauchutado de la cubierta, eleva su temperatura. Las pérdidas de potencia por histéresis son, pues, mucho mayores en el caucho sintético que en el natural, y, de aquí, la mencionada consecuencia y subsiguiente inquietud.

El que anteriormente no se hubiera presentado este problema nos inclina a hacernos creer, *a priori*, dos cosas: que el uso del caucho sintético ha planteado el conflicto, o bien que los fabricantes de neumáticos habían venido viviendo ignorando que el «rayón» era más a propósito que el algodón para esta aplicación concreta. Luego, no obstante, veremos cuál cosa es mejor creer.

Desde que, en 1890, John Fullerton Palmer fabricó en un lugar de Inglaterra la primera cubierta de neumático de bicicleta a base de tejido, éstos han venido siendo manufacturados, sucesivamente, de lino, seda y algodón. El lino fué la fibra primeramente utilizada, y Estados Unidos fueron, precisamente, quienes desterraron este textil substituyéndolo por la fibra del país: el algodón. La seda se ha utilizado repetidas veces, cuando abundaba más que hoy y no resultaba de coste tan elevado, de preferencia para las cubiertas de neumáticos de bicicleta y automóvil de carreras. Pero, además, también se han ensayado el ramio, el acero y el «rayón» acetado.

Desde entonces hasta llegada la última guerra, el mundo entero y, en él también la técnica estadounidense, vino aceptando el algodón como textil netamente satisfactorio, tanto desde el punto de vista económico, como de los eficaces resultados obtenidos, por conferir flexibilidad y solidez a la cubierta. El «Sea Island» y el egipcio como algodones largos, los americanos medios («Upland»), así como inclusive los americanos ordinarios que constituyeron la mayor parte de los textiles empleados en las cubiertas de neumáticos para coches de turismo, han sido utilizados para elaborar el hilo «cablé».

Aunque cada fabricante de cubiertas se vale de los números y especificaciones de hilados que más se adaptan a sus estudiados principios manufactureros, con el fin de que el «Cord» esté en armonía con los demás factores que tienden a prolongar al máximo la duración del neumático, para dar idea, diremos que algunos de los principales tipos de torzales son el 22/5/3, 22/4/3, 12/3 /3, 13/4/2, 13/4/, 11/ 4/3 y el 6-7/2/2, con lo que se obtienen tejidos o paramentos oscilantes entre 400 y 1.000 gramos por metro cuadrado. Una especificación corriente para los hilados estipula como retorcido: 7 vueltas/cm. Z para los hilos, 8 vueltas/cm. Z para los cabos y 3,5 vueltas/cm. S. para el cableado. Un «Cord» del tipo 22/5/3, de algodón egipcio o americano superior, puede dar fácilmente, si está bien hilado, una resistencia a la rotura de 9 a 10 kgs., y un algodón 6/2/2 de americano ordinario puede dar 5,5 kgs. Los «cablés» para cubiertas pesadas y de grandes dimensiones se elaboran con algodón egipcio o americano superior, con fibras de 28-40 milímetros de longitud, y un número habitual es el 22/5/3 o el 10/4/2. Para cubiertas ligeras de turismo se utilizan diferentes hilados, pero generalmente se emplean el 12/3/3, 13/4/2 ó el 6-7/2/2 con algodón americano ordinario de 25-30 mm. Debo repetir que estas especificaciones anotadas son tan sólo algunas de las varias que se vienen empleando.

Brownell, Bibb, Nellon, Smith y y Goodrich, son algunos nombres de técnicos que más han destacado en los estudios conducentes al mejoramiento de la calidad de los hilos de algodón, con vistas a su eficiente





empleo en la elaboración de neumáticos. Sus perfeccionamientos en forma de patente han marcado una tendencia hacia el logro de torzales de mayor resistencia y más débil alargamiento, lo que es la meta para un «Cord» ideal; es decir, al logro de algo que, dentro de la técnica de la hilatura, constituye un contrasentido, pues los factores de resistencia y alargamiento son directamente proporcionales, viniendo en función de la torsión. Cada investigador se ha acercado al objeto por ingeniosos procedimientos, unas veces parecidos, y otros, diferentes entre sí, y parece que el resultado más feliz es el que se funda en someter los torzales obtenidos en la continua de cablear a un vaporizado a tensión. Con ello es posible obtener, después de un fuerte retorcido o cableado (fuerte, pero dentro de los límites óptimos), con lo que, a su vez, se consigue la máxima resistencia posible, una reducción hasta el 50 % de la extensibilidad propia a que resulta el torzal al salir de la máquina cableadora, y ello sin mermar en nada aquella resistencia conseguida. Con el auxilio del moderno aparato de ensayos llamado alomorfómetro y de un extensor de repetición, es posible precisar o corregir las torsiones que hay que aplicar a los hilos, cabos y torzales, y la temperatura, duración y tensión del citado vaporizado para obtener «cablé» más compacto y más resistente a los esfuerzos de flexión o de las extensiones repetidas, lo que, a la postre, quiere decir menos susceptible al calentamiento.

Explicado esto y, más concretamente, después de haber afirmado, primero, que el algodón se ha venido utilizando satisfactoriamente, inclusive por los norteamericanos, y, luego, que para los neumáticos de turismo se han venido utilizando con absoluta normalidad algodones de tipo ordinario, es incuestionable que unas interrogaciones han de asaltar nuestra imaginación. ¿Por qué la sentida necesidad actual de substituir el algodón por rayones de alta tenacidad? ¿Por qué, para los neumáticos de turismo no se ha recurrido, antes del empleo de rayones, al uso de torzales a base de algodones superiores de fibra larga? En efecto; éstas son preguntas que nos hemos seguido haciendo en medio del mayor estupor, sin obtener respuesta concluyente o, cuando menos, lo suficientemente satisfactoria. Pero, vayamos por partes, en la supuesta intención de desentrañar someramente este misterio.

Puesto que de lo que aquí se trata es de conseguir una cubierta de neumático de la máxima duración, salta a la vista que lo interesante es obtener una cubierta que resista al máximo los factores adversos que a ello suele oponerle la práctica del rodaje por el firme de las carreteras. Factores primordiales, pues, que, por una parte, pueden ser adversos de no mantenerse bien equilibrados, son: las cargas estáticas que soporta el vehículo, la presión de hinchamiento del neumático o cámara de aire y la velocidad de rodaje; de otra parte, más circunstancial o menos imputable a la técnica manufacturera del neumático en sí y a la propia del conductor del vehículo, son: la categoría de la pavimentación de las carreteras, la topografía del país y la temperatura ambiente debida a la latitud del lugar circulado o a la estación del año.

Todo neumático debe rodar con un aplastamiento bien determinado, y éste ha de estar estudiado de antemano en función de la carga estática normal y de la presión de hinchamiento. (El aplastamiento que suele expresarse en tanto por ciento, es el cociente del diámetro modificado que experimenta la cubierta inferiormente hundida o aplastada, una vez cargado el vehículo al valor máximo normal e hinchado a la presión normalizada, por el diámetro de la rueda cuando el vehículo está sin cargar, hinchado a la misma presión normal, o sea, que el tanto por ciento de aplastamiento está en relación a la variación de diámetro de la cubierta. Para las cubiertas de turismo suele oscilar entre un 14 y 15 %; para los de autocares y camiones pesados, entre 13 y 14 %, etc.)

Pero este aplastamiento normal que, a su vez, constituye la superficie de apoyo y de rodaje del neumático sobre el firme de la carretera, sufre todavía incidentales deformaciones, ya sea en las curvas (tanto mayores cuanto más alta es la velocidad), debido a los baches o a las visualmente poco sensibles altiplanicies de los pavimentos más regulares. Así, pues, el «cablé» de la cubierta, cuando ésta se encuentra en posición inmóvil, se halla en un estado equilibrado de extensión; extensión que es mantenida por la presión de hinchamiento, fuerza oponente a la carga. Al aplastarse o deformarse la cubierta, durante su rodaje y por alguna de las causas apuntadas, la banda de rodamiento experimenta compresión y el «cablé» sensibiliza, más que otra compresión equivalente, una sobre-

extensión. Y al volver la cubierta de su estado de compresión al de extensión, los torzales del «Cord» reciben un golpe tractivo que puede ser débil o fuerte, según sea el esfuerzo que se consume en la vuelta a dicha extensión primitiva y normal. Puesto que el rodaje de una cubierta hace que estas fases de extensión y compresión (flexiones) de la banda (extensión y sobreextensión del «cablé») se sucedan, de aquí que se tenga que considerar que los torzales del «cablé» están sometidos a un trabajo de extensiones repetidas.

Ahora bien; para que un hilo o torzal tenga gran resistencia son convenientes dos cosas: 1.º, que esté elaborado con fibras de gran finura (características de las fibras largas), y 2.º, que la torsión sea elevada (téngase presente que existe un límite óptimo de torsión —torsión de saturación—, por encima del cual la resistencia vuelve a disminuir). Y, a igualdad de título, con el aumento de torsión aumenta también la elasticidad, la que, a su vez, aumenta con el diámetro de hilo o torcido. Por otro lado, la elasticidad, llamada también alargamiento elástico o elasticidad útil del hilo, tiene su complemento en la deformación o alargamiento permanente que experimenta un hilo sometido a tracción, y la suma de ambos da el alargamiento total o compuesto. Se comprenderá, pues, que si la deformación del torzal es elevada, a través de las extensiones repetidas acabará perdiendo resistencia o, lo que es lo mismo, dejará de trabajar, quedará la cubierta falta de armazón y de soporte. Por el contrario, si la deformación o alargamiento permanente se reduce (fin perseguido con la vaporización), a igualdad de alargamiento total, la elasticidad aumenta y el torzal resiste eficientemente el trabajo de flexión.

Pero, hay más. Las flexiones repetidas de la cubierta engendran, según hemos referido al principio, un frotamiento interno en la masa de caucho, que se traduce en trabajo potencial de calentamiento. Además, puesto que la cubierta está confeccionada con varias capas superpuestas de tejido o paramento «Cord», previamente engomado por ambas caras (antes de pasar a la confección o superposición de capas), de forma que entre una y otra inmediata los torzales se crucen formando ángulo de 45º, las extensiones repetidas crean (ya que la extensión de cada capa es sensiblemente de diferente ciclo o amplitud, debido a que cada capa o torzales en contacto trabajan con fuerzas radiales distintas) unas fricciones entre capas o torzales y entre torzales y caucho, debido a su diferente elasticidad; puesto que el algodón es un mal conductor del calor, al igual que el caucho, de aquí que dicho frotamiento también coopere al calentamiento, aunque en muchísima menos proporción que el propio caucho (puede asegurarse que, de no existir las pérdidas de potencia por histéresis del caucho, la cubierta, debido al pequeño calor de frotamiento desarrollado entre capas o torzales, no se calentaría o se calentaría inapreciablemente).

Estos frotamientos dependen, principalmente, de la velocidad, y luego, de la sobrecarga. Las temperaturas alcanzadas en el caso de neumáticos pesados (camiones de gran tonelaje) en condiciones excesivas de velocidad y peso, y acompañadas de ambientes climáticos cálidos y en carreteras en estado deficiente (caso que se ha dado en algunos de los teatros de la guerra pasada) pueden llegar a ser del orden de las de vulcanización.

Esta acción del calor provoca la degradación permanente de las mezclas cauchíferas de la banda, que suele gastarse por abrasión, con lo que disminuye la elasticidad de la cubierta y se originan los desgarrones o los desprendimientos de caucho, que acaban hasta por desengomar el «cablé». En términos generales, podemos afirmar que la elevación de temperatura llega a producir un efecto marcado sobre la resistencia de los textiles y, en especial, sobre las fibras vegetales como el algodón, lo que, combinado con el aumento de las flexiones provinentes de la sobrecarga, puede reducir la resistencia a la rotura del 30 al 50 % de la inicial, según se trabaje con caucho natural o sintético. Los torzales así debilitados no son ya susceptibles de resistir los golpes tractivos accidentales que antes mencionábamos, y entonces es cuando se producen las roturas y la descomposición de la cubierta o de la armazón del neumático.

Para juzgar la duración o calidad de un neumático es preciso, pues, atenerse, primeramente, a estos factores externos a la constitución cualitativa de la cubierta. La velocidad del vehículo es, acaso, el más trascendente. Claro está que esta repercusión está también íntimamente ligada con todos o cualesquiera de los demás factores anteriormente enumerados. A partir de los 70 Km./hora y, sobre todo, por encima de





los 100 Km./hora, el desgaste es enorme para el neumático mejor estudiado y producido, hasta el punto de que puede disminuir su duración de 1/2 a 1/3 de la normal concebida. Pero también una presión de hinchamiento del 80 % y una carga de sólo el 50 % de la prevista puede acortar en un 30 % la vida de la cubierta, o una sobrecarga del 50 % de la normal, aunque la presión sea perfecta, llegará a reducir en un 50 % la duración. De aquí que la simultaneidad de ambas negligencias pueda provocar efectos desastrosos, independientemente de que la calidad de la cubierta sea superior.

Trataremos ahora de la acción que técnicamente pueden desempeñar los textiles algodón y «rayón», puesto que ambos son los que la práctica industrial ha contrapuesto como rivales; esto, sin perjuicio de que en el cotejo incluyamos a otras materias que pueden sugerir nuevos e interesantes contrastes.

Como buen principio hemos de afirmar que, si bien el «rayón» ha experimentado en los últimos 25 años aumento de resistencia (pasando de 1,50 gramos por denier en 1920 a 2,4 gramos/denier en 1948), la máxima alcanzada hasta la fecha no daría lugar, con todo, a parangonarla con la del algodón y, con ello, no habría base de discusión. Sin embargo, al establecer el cotejo no nos enfrentamos con el «rayón» hoy llamado «regular» u «ordinario», sino con el llamado de «alta tenacidad» (léase: Cordura, Hygram, Super-Narco, Tempra, Tenasco, Tyron, etc.). Por otro lado, hemos de recordar al lector que las materias textiles presentan valores de resistencia y alargamiento diferentes, según que se hallen en estado de acondicionamiento (a 21° C. y 65 % RH) o húmedo. Veamos, en la tabla siguiente, la variación de propiedades entre las fibras relacionadas:

| FIBRAS | TENACIDAD (gr./«denier») | | RESISTENCIA A LA TENSIÓN | % ALARGAMIENTO | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Acondicionada | Húmeda % de la acondicionada | Miles de libras por pulgada cuadrada | Acondicionada | Húmeda |
| «Nylon» (alta tenacidad) | 6,0-7,0 | 84-90 | 100-117 | 11-17 | 12-30 |
| Fortisán | 5,0-7,0 | 86 | 95-135 | 6 | 6 |
| Ramio | 6,7 | 130-160 | 130 | 3-7 | — |
| Algodón Sea Island | 4,4-6,3 | 110-130 | 90-124 | 3-7 | — |
| «Nylon» (ordinario) | 4,5-5,7 | 84-90 | 65-100 | 18-22 | 12-30 |
| Algodón egipcio | 4,2-5,5 | 110-130 | 85-110 | 3-7 | — |
| Seda desgomada | 2,8-5,0 | 75-90 | 45-80 | 13-20 | — |
| Algodón americano (Upland) | 3,0-4,9 | 110-130 | 59-90 | 3-7 | — |
| «Rayón» (alta tenacidad) | 3,4-4,6 | 61-65 | 60-90 | 9-19 | 14-22 |
| «Vinyon» EST (alta tenacidad) | 3,5-4,0 | 100 | 35-69 | 16 | 16 |
| «Velon» (cloruro de vinylo) | 1,8-2,5 | 100 | 40-55 | 20-30 | 20-30 |
| «Rayón» ordinario | 1,8-2,4 | 45-55 | 35-50 | 16-20 | 18-25 |

Los valores de este cuadro, facilitados por el Laboratorio de Investigaciones de la Región Meridional del Departamento de Agricultura de los Estados Unidos, son totalmente fidedignos, y los mismos son los que alguna vez se ha querido desvirtuar, según decíamos antes. Ellos abarcan desde el mínimo al máximo dado por los varios ensayos imparciales, y para nosotros tienen un valor ciertamente relativo, por lo que vamos a exponer.

Cuando un hilo elaborado con fibras de algodón, viscosilla, etc. (no un hilo elaborado con filamentos continuos de «rayón» y otros textiles artificiales y sintéticos), al ser sometido a esfuerzo de tracción se rompe, jamás ocurre que la rotura se produzca porque se hayan roto las fibras que lo constituyen, sino por sencillo resbalamiento entre sí de aquéllas; es decir, la rotura del hilo se produce porque el esfuerzo tractivo es superior y vence el esfuerzo helicoidal o compresión contorsiva producida por la torsión. Si sucediera aquéllo, forzosamente tendría que acontecer la rotura del hilo en el momento en que la tracción pasara de la resistencia total, o suma total de resistencias específicas, a la rotura del número de fibras que componen la sección de rotura del hilo; en este caso,





la tabla anterior tendría valor efectivo. Sin embargo, en la práctica sucede que la rotura de un hilo, producida por el deslizamiento mutuo de las fibras que lo constituyen (especialmente de las que forman el eje o núcleo central del hilo, que son las menos envueltas), acontece bastante antes; según Meyer, ante un esfuerzo del 12 al 25 % de la suma de la resistencia de las fibras, para un hilo sencillo; del 20 al 30 %, para los retorcidos corrientes; del 40 al 60 %, para los mejores retores de fibra larga, etc.

Por consiguiente, aunque por experiencia sepamos que un hilo resultará tanto más resistente cuanto de mayor finura sean las fibras que se utilicen (aunque elementalmente consideradas tienen menos resistencia que las de menor finura o mayor diámetro), cuanto más torcido esté y cuanto más cabos posea, la tabla anterior no nos anticipa nada sobre la resistencia final posible de un «cablé». Es más; se da el caso paradójico, para los poco versados en la dinámica de las materias textiles, que por ser la resistencia unitaria del algodón bastante superior a la del «rayón» de alta tenacidad, a igualdad de número, un hilo de «rayón» de alta tenacidad resulta algo más resistente a la rotura que otro de algodón o, lo que es lo mismo, que a igualdad de resistencia deseada puede un hilo de «rayón» de alta tenacidad ser algo más fino o pesar menos que otro de algodón.

Por ejemplo, y según ensayos, un torzal de algodón del número 22/5/3 (0,425 gramos/metro o, más concretamente, con una sección de 2,8 $\times$ $10^{-3}$ $cm^2$) nos da, al dinamómetro, una carga de rotura de 8,4 Kgs. y un torzal de «rayón» de fabricación norteamericana, número 550/2/3 (0,410 gramos/metro o, concretamente, de 2,715 $\times$ $10^{-3}$ $cm^2$ de sección), nos revela una carga de rotura de 8,6 Kgs.

Hemos obtenido el resultado de una prueba, concretada a un torzal de «rayón» del número 1.000/2 «denier» (resultante: 2.440 «denier») y el de otro torzal de algodón núm. 22/5/3 elaborado con fibra «Upland» y que arrojan ambos una resistencia inicial de 7,07 y 7,02 Kgs., respectivamente. (En este caso hay que advertir que el torzal de algodón, a causa de ser elaborado con fibra media, pesa por metro más que el de «rayón», a igualdad de resistencia. Que con el aumento de temperatura la resistencia del algodón es más acentuada que el «rayón» se demuestra como hecho comprobado, pero cabe hacer hincapié sobre un factor muy importante, a saber: que el algodón pierde progresivamente resistencia a medida que la temperatura aumenta, mientras el «rayón» la gana al principio y la pierde después, menos pronunciadamente que el algodón.

Pero sobre este particular algo más tenemos que decir, y es que las pérdidas de resistencia por el calor las experimenta el algodón cuando por largo tiempo está sometido a determinada temperatura elevada, pero el mismo textil suele sufrir temperaturas de hasta 250° C. sin experimentar alteración, cuando aquéllos lo sean por espacio breve (alrededor de los 60 segundos), y ello es debido a que la rápida evaporación de la humedad natural que contiene el textil prohibe que la materia adquiera aquella temperatura. De aquí que un sobrecalentamiento producido por una curva del vehículo mal tomada o tomada a velocidad excesiva puede, por la instantaneidad con que se produce, no afectar en absoluto a la resistencia del «Cord».

Hale y Smith parecen ser los que, con medios de ensayo más a propósito han podido comprobar, sin coincidir, la gama de temperaturas alcanzadas por la cubierta en diferentes condiciones y circunstancias. De las comprobaciones de Smith se deduce, en términos generales expuestos, que una cubierta de turismo raro es que supere, en las peores condiciones de rodaje, los 80° C. y que lo más general es que ruede entre los 30 y 60° C.; así como una de tipo pesado puede alcanzar con facilidad los 100° C., y en las peores condiciones hasta los 120° C., si bien, por lo general, los límites que se deben considerar son los de 50 a los 90° C. Ello demuestra, pues, que el «rayón» entra en servicio a partir del momento en que, de su inflexión de máxima resistencia, comienza el declive de su trayectoria. Ahora, si en vez del caucho natural se trata de caucho sintético, podemos aumentar el valor de aquellas temperaturas alcanzadas en un 25 % como mínimo, que debido a los más frecuentes excesos de velocidad alcanzables, puede traducirse en un 40-50 % para los coches ligeros.

Los alemanes, según patente 616.147, habían logrado conseguir una mezcla de «Buna» (caucho sintético) con otras substancias y, en especial, un producto de adición llamado «Plastogene», que tenía la virtud de neutralizar notablemente los estragos causa-





dos por las temperaturas elevadas de rodaje. Evidentemente, las mezclas empleadas, y así ocurre también haciendo uso del caucho natural, influyen mucho en la resistencia al uso, a la flexión, a las resquebrajaduras y efectos térmicos experimentados por las cubiertas. Al respecto, hemos de recordar que la mezcla posiblemente de mejor calidad que se ha conseguido hasta la fecha, en todos los aspectos, se debe a la Den Norske Remfabrik, de Oslo.

Este factor de la temperatura también nos lleva a recordar un hecho que hoy es ya casi postulado en la industria del caucho: la conveniencia de no vulcanizar por encima de los 140° C. y, de preferencia, a temperatura bastante más bajas, pues, de lo contrario, se corre el grave riesgo de degradar desde el principio el textil que constituye el armazón (toma color moreno o pardo). Esto, por consecuencia, hace que el tiempo de vulcanización deba de ser más prolongado; lo que, a su vez, quiere decir que las prensas producirán menor cantidad de artículo por unidad de tiempo. Por ello, la producción es más cara o el lucro industrial menor. Por esta razón, y, a pesar de la evidencia, pocas son las fábricas que hacen caso de esta recomendación, y muchas las que, al interesarles sólo las altas producciones, prescinden de este detalle que tan sólo (?) afecta a la calidad. Si muchas veces analizáramos una cubierta recién salida de fábrica, veríamos que bastantes son puestas en servicio bajo un grado de perdurabilidad limitado, a causa de haber mermado su resistencia en la operación de vulcanizado; en estos casos, la resistencia de los torzales, sin haber rodado todavía la cubierta, es inferior a la que tenía antes de vulcanizar. Un intermedio entre lo que, cara a la realidad, sería el ideal y lo que, cara a la economía, es el imperativo de mercado, lo da el uso de acelerantes, pues éstos confieren a la vulcanización de las mezclas un sentido exotérmico, y este calor, internamente desarrollado, favorece la operación, pues permite reducir la aportación externa de calor, aliviando, al mismo tiempo, la duración de la misma.

Después de lo expuesto démonos cuenta, porque ello tiene importancia singular, de que mientras, por lo que respecta a la resistencia, por ahora, la discusión es posible, es rotundo el mentís que acerca del otro trascendente factor «alargamiento» podemos dar. El algodón tiene bastante menos alargamiento que el «rayón», y aún hay que añadir que del elevado porcentaje de alargamiento total del «rayón», sólo una mínima parte corresponde a la elasticidad verdadera.

Al pasar del ambiente normal de acondicionamiento a otro húmedo, todavía aumenta algo más el porcentaje. En cambio, al aumentar la temperatura, disminuye su elasticidad, pero el mismo ciclo sigue el algodón, y siempre de manera más pronunciada o favorable. Al mismo tiempo, el alargamiento a la rotura aumenta con el ascenso del calor (más en el «rayón» que en el algodón), y de donde es fácil deducir que la deformación es también mayor en el «rayón» que en el algodón. De aquí que Partenheimer haya escrito recientemente: «Esta interesantísima ventaja del algodón, en cuanto a su menor alargamiento, contrarresta su desventaja, hasta cierto punto, de ser menos resistente que el «rayón»; por esto creo que el uso del «rayón» no parece que hasta el presente ofrezca ventaja económica cuando se destina al uso normal o en condiciones de servicios regulares».

Pero, hay más, y esto es lo más trascendental. Decíamos anteriormente que un hilo de algodón se rompe por producirse un deslizamiento de las fibras que lo constituyen y no porque se rompan éstas. Por consiguiente, de evitar este escurrimiento, o sea, de vincular las varias fibras de manera que formen en el hilado un cuerpo unido y casi único, encolándolas o cohesionándolas con preparados gomosos o pegamentoides, la resistencia a la rotura del hilado, del torcido o del torzal podría aumentar notablemente. Y esto es lo que el tejedor hace, en la preparación, cuando pasa la urdimbre por la máquina de parar, aprestándola; sólo que el apresto incidental que le aplica tiene la finalidad única de dar al hilo pequeña consistencia adicional transitoria, es decir, para que resista los vaivenes del batán del telar. En cambio, al ser éste encolado a base de goma (engomado), se tiende, en gran manera, al columbrado fin ideal.

Un tejido «Cord» o un paramento de «cablé» después de pasarlo por la máquina engomadora, después de calandrarlo en sus dos caras la capa de caucho, sale con la resistencia aumentada; de manera que un torzal experimenta, según ensayos propios, un 38 % más de la resistencia inicial en crudo, cuando está constituído por nueve cabos. Este aumento de resistencia se debe, en su mayor parte, al hecho de que





con el engomado se ha reforzado o equilibrado la pérdida de resistencia que se experimenta por retorcido o cableado con referencia a la suma de resistencias del total de las fibras constituyentes. Por el contrario, el hilo de «rayón», por tratarse de un filamento continuo, no gana en absoluto resistencia, pues la suya original proviene de la propia orientación de sus cristalitas constituyentes, las que nativamente dan al hilo una resistencia-tipo y apenas invariable. Al tratarse de un torcido a dos cabos existe un 0,9 % de aumento de resistencia, y al tratarse de cinco cabos el aumento es de un 2 %. La razón de ello no la tenemos explicada satisfactoriamente, todavía. Por el contrario, con el engomado, el torzal de «rayón» disminuye de 1 a 3 % su alargamiento. Y esto sólo se ha logrado después de vencer las enormes dificultades que en principio presentó, interpolando toda suerte de adhesivos, la impregnación del «rayón» con caucho.

Puesto que en la confección de la cubierta el «Cord» no entra en forma cruda, sino de esa guisa engomado y su trabajo ulterior se desarrolla en estas circunstancias, o sea, sólidamente unido a la ligera capa de caucho adherida, es de todo punto necesario considerar como resistencia de trabajo del textil ésta y no la primitiva. En esta clara circunstancia, es evidente y queda patente que el algodón, en tal función de uso, se comporta más resistente que el «rayón».

Pero para los pocos técnicos todavía ansiosos defensores del algodón ha cabido un nuevo buen éxito al lograr poner en práctica el moderno sistema de la previa impregnación en «látex» (disolución de «látex» en agua, en determinadas condiciones de concentración), cuya misión no es otra que la de conseguir el íntimo y perfecto engomado, entre sí, de todas las fibras constituyentes de los hilos que forman el torzal (no de los cabos entre sí, como en el caso anterior). Con ello, el «cablé» resultante experimenta aumentos de resistencia del orden del 70 %; es decir, la resistencia del torzal se acerca y hasta roza la resistencia suma de casi todas las fibras constituyentes. Si esa impregnación se practica en condiciones de penetrabilidad óptimas, el torzal resultante es un hilo compacto, cohesionado, unido y casi único. El «rayón», por lo dicho antes, no puede aprovecharse de esta impregnación ni en lo más mínimo; es decir (aclarando la afirmación), nos referimos al «rayón» de alta tenacidad que, por ahora, se produce bajo la forma de filamento continuo, y no en forma de «viscosilla», como sucede con el «rayón» ordinario. Y por las propiedades de las varias fibras que expusimos en el cuadro que figura anteriormente ha de verse claro que la posibilidad de aplicar está impregnación a un hilo de «rayón» elaborado a base de «viscosilla» corriente daría resultados notablemente inferiores a los del algodón.

El sistema se refiere y corresponde a una patente anterior debida a Bongrand, el cual, al dar la elegante solución ideal al problema (al estudiar el mejoramiento en el comportamiento de los torzales de algodón en los tejidos para correas de transmisión cauchutadas), llamó al hilo resultante «filástica». La patente protegía el método de impregnar el hilo a varios cabos en disolución de ««látex» en agua a determinada concentración, luego, tejer este hilo engomado sólidamente (urdimbre y trama) en el telar hasta conseguir dobles, triples, y hasta cuadruples telas, y, una vez así conseguido el tejido vulcanizarlo, con lo que resulta una correa cuya compacidad y consistencia total e intrínseca no tienen parangón con ninguna otra. Al lado de esta novedad afanosamente explotada por alemanes, franceses e ingleses (Correa «Gatex»), la actualmente supuesta correa de ««rayón» a que aludíamos, en principio, no tiene por dónde ser enjuiciada.

Estudios posteriores, a los que también sumamos el nuestro, procuran conseguir esta beneficiosa impregnación en la misma máquina de hilar provista de una cubeta idéntica a aquélla de que disponen las continuas de torcer en mojado, además de un dispositivo mecánico especial que facilite dicha impregnación. Sobre el posible buen éxito de este ensayo no se puede, por el momento, dar ningún rotundo indicio; y no sería de extrañar que el resultado obtenible no mejorara en nada lo hasta ahora conseguido en firme por el procedimiento suscitado por el químico Bongrand.

Palandri, en un valiosísimo trabajo de investigación a través del cual estudia la medida de la histéresis y del módulo elástico dinámico o módulo de Young de las diversas fibras textiles naturales, artificiales y sintéticas en su aplicación al tejido «Cord», establece varios gráficos de singular interés, y, especialmente, en uno de ellos se expresan las pérdidas por histéresis (en





watios por metro) en función del % de la tensión dinámica en alargamiento, a la frecuencia de 100 ciclos por segundo, a la temperatura de 20° C. a un 70 % RH y con una carga estática permanente de 2 Kgs.

La traducción literal de este gráfico aquilatando el peso de los diferentes hilados, sus secciones, las cargas de rotura, los pesos específicos de los textiles, etcétera, da lugar a llegar a una estimación de la cantidad relativa que es necesaria de cada una de las diferentes materias fibrilares, referida al valor de 1 para el algodón, para obtener cubiertas de igual resistencia o duración. Veamos, resumiendo, este resultado:

| | |
|---|---|
| «Fortisán» | 0,296 |
| Seda | 0,487 |
| «Nylon» (alta tenacidad) | 0,517 |
| Cáñamo | 0,67 |
| «Rayón» viscosa (alta tenacidad) | 0,951 |
| Algodón (fibra larga) | 1,000 |
| Lino | 1,16 |
| «Rayón» curpoamoníacal | 1,18 |
| Ramio | 1,58 |
| «Rayón» acetado | 1,89 |

De manera que de este estudio se deduce fácilmente que la diferencia entre algodón y «rayón» es práctica y económicamente insignificante una vez aquilatadas también las diferencias que entre ambos textiles existen entre sus valores peculiares de resistencia y de alargamiento. Sin embargo, hay que tener en cuenta que Palandri ha operado con un torzal de algodón en crudo; operando con torzal engomado, o mejor aún, con filástica se ha de ver claro, por lo antes dicho, que no existiría punto de comparación entre ambas fibras.

Este mismo estudio puede servirnos para afirmar que, si bien hemos discutido los exagerados méritos atribuídos al «rayón», dejando en claro que no es, para el concreto fin aplicativo a que nos venimos refiriendo, mejor por el algodón, ya muy otra cosa sería si se tratara de substituir el algodón por el «Fortisan» o filamento continuo de acetato de celulosa saponificado que, con evidente buen éxito, ha introducido en el mercado la Celanese Corporation. No obstante, si lo que se trata es ofrecer al consumidor una cubierta que, por su coste y duración, signifique economía, hemos de llegar a la conclusión de que, cuando menos, por el momento, no ha llegado todavía la ocasión del «Fortisan», como tampoco la del «Nylon» ni del mismo «rayón» viscosa de alta tenacidad, pues sus precios típicos actuales en el mercado internacional están, con respecto al algodón, al siguiente orden:

| | |
|---|---|
| Algodón | 100 |
| «Rayón» (alta tenacidad) | 220 |
| Vinyon | 540 |
| «Nylon» (alta tenacidad) | 1.100 |
| «Fortisán» | 1.120 |

Esto quiere decir, desde un punto de vista económico, que a igualdad de garantías, en cuanto a seguridad y duración, un neumático a base de «rayón» costaría dos veces más que otro elaborado a base del clásico torzal de algodón, tres veces más que uno a base de «Fortisan» y cinco y media veces más que otro que fuera de «Nylon». Una razón más clara y contundente no creo que podamos dar.

A propósito, hemos leído en el número de octubre de 1949 del boletín de «Transactions of the Institution of the Rubber Industry» amplios y documentados comentarios de los químicos norteamericanos Borroff y Wake sobre la serie de adhesivos propuestos para lograr la regular impregnación del caucho sobre la serie de fibras artificiales y sintéticas últimamente utilizadas por los fabricantes de cubiertas de neumáticos de EE. UU. Dichos autores, entre otras cosas, manifiestan taxativamente que una adherencia perfecta sólo la ofrecen las fibras naturales de procedencia vegetal y, en su defecto, los hilos y torzales elaborados con fibras artificiales o sintéticas cortadas, y de aquí, que lleguen a la concluyente recomendación de que los fabricantes que vienen empleando el «Nylon» o que se sienten seducidos por su uso, se dedican a utilizar torzales elaborados de manera mixta, es decir, constituídos por una mezcla de «Nylon» y de algodón en proporciones adecuadas, tanto con miras a un buen resultado técnico como económico. Y añaden que ello, por supuesto, priva de hacer uso de los filamentos continuos de alta tenacidad, tanto de «Nylon» como de «Fortisan», pero, finalmente, acreditan que las ventajas dimanantes de una buena adherencia del caucho al torzal superan, por el momento, la ventaja virtual que hasta ahora se creía obtener con la utilización de torzales a base de filamentos continuos de alta tenacidad, debido al problema de adherencia que éstos presentan, problema que no se desconfía resolver pero, que momentáneamente, sigue insoluble o deficientemente resuelto.

Teniendo en cuenta, pues, que dichos autores perte-





necen y se deben a la moderna escuela de los propulsores de la introducción de las fibras artificiales sintéticas en los terrenos industriales hasta ahora afines y fieles a las fibras naturales y, en especial, al algodón, la conclusión apuntada no deja de ser interesantísima, ya que nos demuestra hasta qué punto la evidencia ha hecho que personas apasionadas, pero sinceras, se inclinen por hacer pública dicha concesión.

Ahora, al socaire de nuestros expuestos argumentos, el lector puede discernir por sí mismo que, pese a las atenuantes manifestaciones de los señores Borroff y Wake, un torzal de algodón de alta calidad seguirá siendo, a igualdad de garantías de seguridad y de duración, más económico que otro del tipo propuesto a base de mezcla de «Nylon» ordinario y algodón.

Medítese, pues, lo hasta aquí esbozado a mero título divulgativo, en tanto queda en pie nuestra promesa de volver a tratar el mismo tema con más amplios y ajustados tecnicismos, tan pronto como se nos ofrezca la primera oportunidad.

---

*Antes de la celebración del Pleno del Congreso, se recibió por la Mesa de la Sección un escrito suscrito por D. Pedro Alsina Massó, Ingeniero Industrial, en el que hace constar su opinión contraria al trabajo anterior, por cuanto se ha demostrado prácticamente que la utilización del "rayón" resulta altamente beneficiosa, técnica y económicamente, al quedar aumentada la vida de la cubierta en un porcentaje muy elevado, con independencia de si dicha cubierta está fabricada con caucho sintético o caucho natural, aumento que es función de la disminución de peso, y, en consecuencia, de un rodaje más frío en comparación con otras cubiertas del mismo tipo en las que se utiliza el "cord" de algodón para su fabricación.*

*Las características que se exponen referentes al "rayón" de alta tenacidad, no concuerdan con la realidad; así vemos, por ejemplo, que se cita como resistencia a la rotura de dicho "rayón" el valor de 2,4 gramos por "denie", cuando en realidad su valor es de 3,4 gramos por "denie", estando acondicionado a 20° C. y 65 % de humedad relativa, pasando a 4,2 ÷ 4,4 gramos por "denie" a la temperatura de 110° C.; valores estos últimos correspondientes al "rayón" de alta tenacidad que, en gran escala, está fabricando una importante empresa de España.*

*Lo mismo podríamos ir exponiendo de otras características que en el citado trabajo se detallan.*

*Diversos Congresistas hacen observaciones a este trabajo.*

*A continuación concede la Presidencia la palabra al Sr. Benlloch Martínez (don José), quien expone que, ante la extensión del trabajo que el Cuerpo de Ingenieros Industriales al servicio de Hacienda presenta, estima preferible, a fin de no sustraer mucho tiempo a la atención de los Congresistas, sólo al hacer una síntesis del mismo.*

*Advierte además el Sr. Benlloch que, por la delicada índole del tema tratado y por los abundantes detalles técnicos y gráficos que en dicho trabajo figuran, no ha de hacerse sino la publicación de su resumen, aunque el trabajo íntegro, desde luego —dice el Sr. Benlloch—, puede ser examinado por los Congresistas.*

*Dicho trabajo lleva el título "El documento de valor: su técnica y aspecto del desenvolvimiento de la misma en España durante los últimos diez años", y su síntesis va a continuación.*

# N.º 155. - El documento de valor: su técnica y aspecto del desenvolvimiento de la misma en España durante los últimos diez años

Autor: CUERPO DE INGENIEROS INDUSTRIALES DEL MINISTERIO DE HACIENDA

*RESUMEN*

I. La difusión del papel moneda y de los documentos de crédito en la economía moderna, y la necesidad de que estos «valores» se materialicen en documentos de gran presentación, resistencia y garantía, determinan la gran importancia con que actualmente se considera la producción de documentos de valor.

II. Además de los aspectos técnico y económico, existe un aspecto político, por el cual la autarquía en la producción de documentos de valor adquiere un relieve de significación sobresaliente.

III. Las razones de índole técnica y económicas mencionadas en el capítulo I plantean, en el orden nacional, la «conveniencia» de contar con una industria propia de fabricación de documentos de valor. Las razones de carácter político aducidas en el capítulo II, elevan dicha conveniencia al grado de «absoluta necesidad».

IV. Planteado el problema de necesidad, la solución se halla en la organización de una planta industrial con capacidades «cualitativa y cuantitativa» (problemas de orden fabril) suficientes. Al mismo tiempo, las tareas de esta producción tienen que subordinarse a las «garantías formales»» (problemas de organización) inherentes a la naturaleza del documento de valor. De ambos aspectos derivan una serie de dificultades ejecutivas que hay que vencer.

V. Problemas de orden fabril: *a)* Problemas que afectan (papel) y agentes (tintas) de la estampación. *b)* Idem que afectan a la preparación de originales. *c)* Idem que afectan a la estampación propiamente dicha.

VI. Problemas de organización: *a)* Fiscalización de materias en almacén. *b)* Fiscalización de labores en curso. *c)* Fiscalización de documentos terminados y formalidades de entrega.

VII. El elevado carácter artístico que se exige al documento de valor constituye un aspecto accesorio del proceso que nos ocupa, en el cual, sin embargo, la tradición ha vinculado considerable importancia.

VIII. Bases técnicas en que se funda la industria. Se exponen detalladamente en este capítulo, con arre-





glo al siguiente plan: *a*) Definiciones. Elevados exponentes que se requieren. *b*) Condiciones que deben reunir el papel y otros materiales. *c*) Condiciones de la estampación. *d*) Estudio de la fabricación de papel para documentos de valor. *e*) Estudio de la estampación de documentos de valor.

IX. Realizaciones en la Fábrica Nacional de Moneda y Timbre durante los diez últimos años: *a*) Creación de la Sección de Documentos de Valor. Antecedentes. *b*) Bases de la Reglamentación. *c*) Constitución y efectividad. *d*) Fábrica de papel de Burgos. Idea general y fines. *e*) Estado actual de su construcción.

X. Recapitulación y conclusiones.

Junio 1950

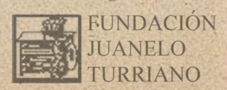
---

*Al término de la exposición hecha por el Sr. Benlloch de tan documentado y original trabajo, éste fué objeto por parte de los allí reunidos de comentarios muy elogiosos.*

*Se interrumpe la sesión hasta el día siguiente a las cuatro de la tarde.*

*A continuación se procede a la lectura del siguiente, núm. 95:*





# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

# N.º 95. - Utilización de los fosfatos pobres nacionales y de las sales potásicas cloruradas con nuevas orientaciones de tratamiento más favorable para su aplicación como abono

Autor: D. JOSÉ M.ª MARCHESI SOCIATS
Ingeniero Agrónomo

### 1) PREÁMBULO

Aumenta el Mundo progresivamente en población, y ya es corriente en los centros estadísticos y en las reuniones internacionales hablar de una masa de 2.000 millones de seres humanos, repartidos, más o menos desigualmente, en el Planeta, crecimiento en el que las continuas guerras y destrucciones, por un lado, y, por otro, los progresos de la técnica sanitaria, ambos antagónicos, han roto el aparente equilibrio en que la Humanidad vivió durante los dos últimos siglos. En nuestra propia España ya se calcula, para fecha no muy lejana, una población de 40 millones de habitantes, y, por consiguiente, el consumo de productos y materias alimenticias crece de día en día. Buena prueba de ello es que se habla de la explotación futura del continente africano como reserva para el porvenir del sustento del Mundo.

Ahora bien, ¿cómo es posible que el problema se agrave tan intensamente y a marchas forzadas, en la época de los grandes descubrimientos, cual es la actual? Contribuyen a ello, por un lado, la exagerada industrialización que exige la civilización presente, y, por otro, el abandono de la vida rural, que tan sana es para el cuerpo y para el espíritu, como nociva resulta para ambos la vida en las grandes poblaciones. El más modesto automóvil exige un conjunto que excede de una decena de industrias diferentes, cada una de las cuales utiliza primeras materias determinadas y obreros especializados, que, anteriormente o con un corto número de generaciones por medio, eran obreros del campo.

Disminuye la población rural y el maquinismo no puede reemplazar al estiércol, ni los abonos usuales son suficientes para mantener las tierras en el rendimiento debido.

Solamente en España se estima que la producción alcanza, únicamente, el 70 % de la anterior a nuestra Guerra de Liberación. Por otro lado, países esencialmente exportadores ven disminuir sus posibilidades





por el descenso de su producción unitaria, debida al agotamiento de tierras que se consideraron siempre como si fuesen vírgenes e inagotables. La Argentina presenta una producción triguera unitaria inferior incluso a la de España, y solamente superior a la de la Rusia europea, Australia y la India, y, por eso, se explica que un colono de la Pampa necesite cultivar 150 hectáreas, y uno canadiense solamente 25, para mantener su nivel de vida, enormemente más elevado en el segundo que en el primero. Al ranchero argentino le producirán sus tierras 1.000 quintales de trigo, en tanto que el granjero canadiense sólo obtendrá la mitad de ese cereal. Pero, en cambio, el segundo dispondrá de una explotación de ganado lechero con sus industrias de mantequería y queso, mientras que el argentino, debido al suelo y al clima, sólo podrá aspirar a engordar algunos bueyes para enviarlos al frigorífico de exportación. Éstos son los países nuevos, donde aún sobra terreno para surtir de alimentos a la Humanidad.

Si nos dirigimos, en cambio, a los de la vieja Europa, especialmente a aquellos superpoblados que necesitaban hacer producir al máximo sus pobres tierras, muchas de ellas húmedas y excesivamente ácidas para el cultivo cereal, nos encontramos con la grandiosa aplicación de la técnica agronómica, que ha logrado conseguir producciones medias de 20 quintales de trigo en Gran Bretaña y Alemania, de 14 en Francia y de 13 en Italia, después de aquella memorable «Batalla del Trigo», en la que Benito Mussolini, el gran conductor agrícola, pidió, exigió y obtuvo «un quintal más de trigo por hectárea», y que nosotros debemos intentar producir a toda costa, para alcanzar el mínimo de nuestras necesidades alimenticias.

Hay que abonar, y abonar intensamente. Los que no disponemos de amplias superficies vírgenes y carecemos de espacio colonial tenemos que preocuparnos inmediatamente de conseguir un aumento de producción de nuestro agro. ¿Cómo? Modificando la procedencia de primeras materias exóticas, que exigen un desembolso de divisas que, tanto por su cuantía como por razones que no son del caso, encuentra dificultades la Hacienda nacional para afrontarlo en la magnitud que debiera ser. De los tres elementos constitutivos de los abonos fundamentales: fosfórico, nitrógeno y potasa, los dos últimos los posee España; yacimientos inagotables para la potasa; nuevas fábricas de abonos nitrogenados, que en breve serán una realidad para el nitrógeno. Sólo carece de la primera materia para la fabricación del superfosfato, que son los fosfatos de cal, que se ve precisada a importar en tonelajes muy grandes (más de 350.000 toneladas), y aún no suficientes, del continente africano; especialmente del Marruecos francés y algo de Túnez. Fácilmente podríamos reforzar y aun substituir en gran parte esta carencia de elemento fosfórico, explotando los enormes yacimientos de calizas fosfatadas pobres que abundan en Andalucía y costa de Levante, y que creemos no hayan sido hasta ahora investigados y que ya se señalaron en el I Congreso Nacional de Ingeniería en las comunicaciones de los ilustres Ingenieros D. Laureano Menéndez y Puget y D. Luis Adelantado Fernández. Y utilizando en las montañas leonesas las enormes cantidades de fosfórico que, unido al hierro de las areniscas devonianas sin explotar, produzcan fundición y escorias fosfatadas, materias ambas de primerísima importancia para la economía nacional.

Ocupa España el penúltimo puesto en el valor de relación entre el consumo real y el consumo potencial de abonos fosfatados, potásicos y nitrogenados, y se estima que antes de nuestra Guerra de Liberación (1932), el valor de aquélla era del 20 % para los primeros, 8 % para los segundos y 28 % para los últimos, según cálculos de la Sección 5.ª de la Dirección General de Agricultura. En cambio, los países que figuran a la cabeza en esta relación, como Holanda, Bélgica y la antigua Alemania, presentan valores que exceden del 65 % al 198 % para los abonos fosfatados, del 366 % al 800 % para los potásicos, y del 112 % al 171 % para los nitrogenados. Por eso, aunque las condiciones de clima y cultivo sean muy diferentes entre las de nuestra Patria y las naciones citadas, puede, sin embargo, verse el largo camino y el amplio margen que aún queda para alcanzar el nivel de aplicación de los abonos, fundamental finalidad de esta comunicación.

En aquel mismo Congreso y por el maestro de la ingeniería agronómica española, el inolvidable D. Guillermo Quintanilla, ya se expuso con aquel léxico que le era peculiar «la necesidad de aplicar al cultivo los abonos necesarios para llevar al máximo económico los productos del suelo», en aquella época en que el con-





sumo total en España de abonos de todas clases era de 600.000 toneladas y el quintal métrico de trigo valía 50 ptas., y los 100 kilos de superfosfato 18/20 costaban 30 ptas. La producción media de trigo por hectárea era de 12 quintales métricos (hoy, no llega a 9) y el sulfato de potasa alemán costaba 70 ptas. los 100 kilos, y otras tantas el nitrato de Chile. Pues bien, a pesar de esa disparidad entre el precio de los abonos y el producto obtenido en los Campos de Experimentos de la antigua Moncloa, con un abonado de 500 kilos de superfosfato por hectárea, se pasó, de obtener 10 quintales de trigo sin abono a 20,88, con lo que la producción de trigo en España sería, según ya decía Quintanilla, de 45 millones de quintales, aun con un coeficiente de reducción del 50 %, o sea, que, aun ahora mismo, cubriría con creces el consumo nacional.

Ahora bien, esto exigiría un consumo de 2.250.000 toneladas de superfosfato 18/20, que nos obligaría a importar 1.200.000 toneladas de fosfatos marroquíes y a fabricar con nuestras piritas 1.350.000 toneladas de ácido sulfúrico de 50° Beaumé. De no utilizar nuestros fosfatos pobres nacionales, nos veríamos precisados a cuadruplicar la cifra de nuestras importaciones de esta primera materia si con ello queremos satisfacer ampliamente las necesidades, referidas sólo al cultivo del trigo, base de nuestra alimentación.

## 2) SITUACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS YACIMIENTOS FOSFATADOS

Forma la que los geólogos españoles denominan «fase tectónica del Guadalquivir» amplia depresión orogénica, que constituye la Llanura Bética, formada por los sedimentos de los mares que, durante diversas épocas del Terciario, la invadieron más o menos completamente. Forma amplio anchurón hacia el Atlántico y se estrecha cada vez más en el límite con Jaén, en donde corta como una bisectriz las Lomas de Úbeda y aparece claramente definido su apoyo de la margen derecha en la denominada «falla del Guadalquivir» y Sierra Morena, con su típico borde frontal que la limita en todo su recorrido, más o menos alejada del sinuoso curso actual del río. Ya reconoce el ilustre Profesor Hernández Pacheco que, al ocupar el mar mioceno durante el Helveciense la depresión bética puede reconocerse la costa de este mar por un conjunto de depósitos calizo-arenáceos plagados de fósiles, entre los que abundan los dientes de escualo y que prueban la existencia de un mar cálido con potentes depósitos de margas grises que permiten suponer la posibilidad de existencia de estratos fosfatados y acaso de concentraciones ricas análogas a las del Norte africano, y que aún se encuentran ocultas y recubiertas por bancos más modernos y más altos, estratigráficamente considerados. Sin entrar en detalles geológicos que excederían de la amplitud y objeto de esta comunicación, consignaremos, recordando muy bien lo que dice Cayeux en su estudio sobre los fosfatos sedimentarios, de que el Oligoceno y el Mioceno de los Estados Unidos contienen una masa considerable de fosfatos calizos diseminados en un espesor de sedimentación considerable sin que aparezcan trazas de concentraciones primarias como las de los yacimientos marroquíes, los más ricos del Mundo hasta ahora. Presente en nuestra imaginación lo que habíamos recogido en nuestra visita a las minas de Kouridga y Louis Gentil en 1936, recordando que las primeras investigaciones de los fosfatos marroquíes habían partido de haber encontrado una proporción de 6 % de fosfato tricálcico en las lumaquelas cenomanenses que afloraban en la costa entre los cabos Rhiz y Agadir, y que ya se mencionaba la existencia de calizas ligeramente fosfatadas a las que atribuían valor industrial nulo, sabiendo que en el valle del Guadalquivir aparecían en algunos sitios dientes de *Oxyrhina* y lumaquelas y, sobre todo, el estudio de los yacimientos de fosfatos de determinados Estados de Norteamérica, nos impulsaron a buscar la posibilidad de existencia de estratos similares que pudieran ser objeto de explotación remuneradora, utilizando los poderosos medios de que hoy dispone la técnica moderna.

Comenzamos nuestro estudio por el del escalón que, en forma de extensa meseta, da principio en el paralelo de Dos Hermanas (SE. de Sevilla, margen izquierda del Guadalquivir) y que continúa sobre el cuaternario del río a distancia de algunos kilómetros de su actual cauce y en cuyo borde se encuentran los pueblos de Alcalá de Guadaira, Carmona y Viso del Alcor.

A la salida de Dos Hermanas, se presenta la caliza detrítica miocena del piso Helvetiense, oculta muchas veces por otra denominada «alcor» y que debe considerarse, a nuestro entender, como pliocena. La pri-





mera, que forma las que se llaman «canteras», es de color amarillento, tanto, que en la localidad reciben el nombre de «albero amarillo» y alcanzan espesores de más de 20 metros, como ocurre en el pozo de abastecimiento de aguas de Dos Hermanas y en el kilómetro 1 de la carretera de dicho pueblo a Alcalá de Guadaira. Sobre este tramo calizo aparece, en algunas zonas, como en los kilómetros 3 y 4 de la carretera de Dos Hermanas a Coria, un recubrimiento de margas azules con fósiles de *Dentalión*, característicos de playa arenosa, sobre el que se apoya un banco de arcillas rojas, típico «red-bed» de un clima desértico, en confirmación de la teoría del Profesor Pacheco. Hemos encontrado, además de tres dientes de *Oxyrhina* ya citados, y un trozo de colmillo que más parece restos de un *Dentalión*, valvas de *Pecten* y dos de «*Nasa*», fósiles ambos del plioceno reciente en la Europa occidental.

En la margen derecha del Guadalquivir y, sobre todo, a medida que subimos hacia el Norte, aparecen bancos de estructura diferente, acaso de pisos miocénicos más bajos, pero en algunos de los cuales se encuentran ya perfectamente definidos la estructura clásica de los «land-pebble phosphates» de Florida, correspondientes al Plioceno o reciente Terciario, pues desde la formación Lafayette en el primero, hasta el Oligoceno de Tampa, aparecen en varios subpisos, como se indica en el cuadro siguiente:

| Edad | Formación | Tipo de fosfato |
|---|---|---|
| Plioceno (¿) | Formación Lafayette | «Land-pebble» (guijarroso) |
| | Discordancia | |
| Plioceno | Bone Valley | Idem |
| | Arcilla de Alachua (NE. Florida) | |
| | Margas de Nashua (NE. Florida) | |
| | Margas Coloosahatchee (Central y Sur Florida) | |
| Mioceno | Jacksonville (costa oriental) | Idem |
| | St. Johns Valley (Florida O.) | |
| | Discordancia | |
| Oligoceno | *Grupo apalachiense* | |
| | Formación Alum Bluff | «Hard-rock» (roca dura) |
| | Florida occidental | |
| | Formación Hawthorne | |
| | Formación Tampa | |
| | *Grupo de Vicksburg* | |
| | Caliza de Ocala | Idem |
| | Caliza Península (Florida central) | |
| | Caliza Mariana (Florida occidental) | |

Este conjunto de yacimientos fosfatados, establecido por el Florida State Geologist y reseñado por W. Waggaman en su notable estudio sobre aquéllos, prueba la atención que debemos dedicar a descubrir estos criaderos, teniendo en cuenta la extensión que ocupan estos períodos geológicos en nuestra Península. Los yacimientos de fosfatos de Idaho, Utah y Wyoming, se encuentran principalmente en el carbonífero; algunos, en esquistos permotriásicos, y otros, menos importantes, en las areniscas y calizas jurásicas. Los bancos de fosfatos de Utah contienen hasta un 26,8 % de ácido fosfórico, que corresponde a un 58,7 % de fosfato tricálcico. Se encuentran en bancos estratificados de 60 centímetros de potencia. Los fosfatos de Tennessee, Kentucky y Arkansas, se encuentran unos, en el Ordovícico y otros son devonianos, terrenos ambos que también debieran investigarse en España, donde ocupan superficies importantes.

Las teorías acerca de la formación de estos fosfatos, debidas a Dall, Pratt, Eldridge y Jumeau, son perfectamente aplicables a nuestros posibles yacimientos de fosfatos, tanto del valle del Guadalquivir como de la costa mediterránea, que se encuentra bordeada por terrenos de los períodos geológicos citados. Dividiremos





este estudio, según que se trate de los fosfatos de roca dura («hard-rock phosphate») o de los guijarrosos («land-pebble phosphate»), comparándolos con los de Sevilla (valle del Guadalquivir) y Alicante (costa mediterránea).

## ANÁLISIS COMPARATIVO

| Procedencia | Tipo de fosfato | $SiO^2$ % | $Al^2O^3$ % | $Fe^2O^3$ % | $P^2O^5$ % | CaO % | $(Ca^3PO^4)_2$ Fosfato tricálcito |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Dunellon, Florida ... ... ... | «Hard-rock» ... ... ... ... ... | 2,28 | 0,70 | 0,64 | 37,46 | 14,8 | 82,2 |
| Newberry, Florida ... ... ... | Idem (pardo) ... ... ... ... | 0,72 | 4,38 | 12,80 | 34,30 | 13,6 | 75,5 |
| Idem íd. ... ... ... ... ... ... ... | Idem (rojo) ... ... ... ... ... | 0,87 | 4,68 | 11,68 | 30,80 | 12,1 | 67,5 |
| Mulberry, Florida ... ... ... | «Pebble» (guijoso de color negro) ... ... ... ... ... ... | 4,66 | 0,34 | 0,96 | 35,40 | 13,9 | 77,5 |
| Idem íd. ... ... ... ... ... ... ... | «Pebble» (color blancuzco). | 4,16 | 0,60 | 0,80 | 34,60 | 13,6 | 75,7 |
| Idem íd. ... ... ... ... ... ... ... | Idem (color pardo)... ... ... | 3,81 | 0,84 | 2,24 | 31,30 | 21,4 | 68,5 |
| SEVILLA M. 1 ... ... ... | Calizo ... ... ... ... ... ... ... | 2,74 | | 8,45 | 19,6 | 12,6 | 42,6 |
| » M. 2 ... ... ... | Margoso ... ... ... ... ... ... | 17,90 | | 3,91 | 8,8 | 5,7 | 19,1 |
| » M. 3 ... ... ... | Idem ... ... ... ... ... ... ... | 18,37 | | 4,03 | 7,3 | 4,7 | 15,8 |
| » M. 4 ... ... ... | Guijoso ... ... ... ... ... ... | 19,00 | | 4,13 | 6,5 | — | — |
| » M. 5 ... ... ... | Idem ... ... ... ... ... ... ... | 22,00 | | 2,67 | 7,0 | — | — |
| ALICANTE M. 6 ... ... ... | Molasa arenoso ... ... ... ... | 19,62 | | 5,61 ($Al^2O^3$) | 7,5 | 38,0 | 12,8 |
| » M. 7 ... ... ... | Idem ... ... ... ... ... ... ... | 16,02 | | 3,80 | 13,0 | 8,6 | 28,3 |

### 3) ANÁLISIS DE LOS FOSFATOS

El expresado resumen corresponde a los resultados obtenidos en Florida y a los estudiados en las dos zonas objeto de esta comunicación.

Además de estas zonas, que pueden considerarse como interesantes, se reconoce el proceso de fosfatización en toda la meseta señalada en el valle del Guadalquivir, pues los análisis obtenidos en diferentes lugares de aquélla han sido los siguientes:

| | $SiO^2$ | Sesquióxidos | CaO | $P^2O^5$ |
|---|---|---|---|---|
| Viso del Alcor (Sevilla)... | 44 % | 1,7 % | 28,6 % | 1,6 % |
| Carmona (Sevilla) ... ... | 47 " | 2,1 " | 28,2 " | 1,4 " |

Aunque industrialmente inexplotables, prueban la necesidad de llevar a cabo algunos sondeos de reconocimiento, por si en profundidad se encontrasen bancos más ricos y concentrados.

Referente a la cubicación de estos posibles yacimientos es improcedente señalar ahora cifras. Baste decir que sus manifestaciones se extienden en zona tan extensa que en desarrollo longitudinal se aproxima a los 100 kilómetros, con anchura de explotación también prácticamente inagotable. Nada tiene de extraño lo importante de las cifras que para su cubicación pudieran deducirse, teniendo en cuenta que la asignada a los yacimientos de fosfatos «land-pebbles» de Florida se estima como ilimitada, a pesar de que 15 empresas explotan anualmente más de 3 millones de toneladas. En cambio, los fosfatos duros o «hard-rock» se calcula se agotarán en período mucho más cercano. Son actualmente los primeros los más conocidos en el mercado mundial con el nombre de sus principales puertos de embarque, Tampa y Fernandina.

### 4) CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN

Ésta es diferente según se trate del fosfato «hard-rock» o del «land-pebble». La explotación del primero se efectúa por excavación del terreno de recubrimiento en donde es posible, y el ataque hidráulico sólo se ha aplicado en los yacimientos de Antony, en Marion County. Esquemáticamente, pues esta cuestión no corresponde a la finalidad de esta comunicación, sólo consignaremos que el mineral, previo escogido somero, se somete a tratamiento por lavado, con el desecado subsiguiente, y se completa con una clasificación mecánica combinada con una desarcilladora, similar a las utilizadas en las explotaciones de mineral de hierro.

Téngase en cuenta la diferencia de peso específico entre los gránulos de fosfato y la ganga que cimenta





a los mismos. En el siguiente cuadro se indica el de los principales fosfatos norteamericanos.

*Peso específico de los fosfatos naturales*

| Tipo de mineral | Localidad | Peso específico |
|---|---|---|
| Florida «hard-rock» ... ... | Dunellon ... ... ... | 3,09 |
| Florida «hard-rock» ... ... | Dunellon ... ... ... | 2,99 |
| Florida «land-pebble» ... ... | Mulberry ... ... ... | 3,02 |
| Florida «land-pebble» ... ... | Brewster ... ... ... | 3,06 |
| Residuos de lavado... ... ... | Dunellon ... ... ... | 2,93 |
| Tennessee (pardo) ... ... ... | Mount Pleasant... ... | 3,15 |
| Tennessee (azul) ... ... ... | Glover ... ... ... ... | 3,10 |
| Idaho ... ... ... ... ... ... ... | Conda ... ... ... ... | 2,98 |
| Wyoming ... ... ... ... ... ... | Cokeville ... ... ... | 2,95 |

Estudiada también la variación del mismo con arreglo a su clasificación mecánica, se han deducido los valores siguientes:

*Peso específico según tamaño*

| Tipo de fosfato | Mineral bruto | Arena 50 | Lino 50 - 5 | Coloide 5 |
|---|---|---|---|---|
| Florida «land-pebble» ... ... | 3,02 | 3,04 | 30,4 | 3,12 |
| Idem íd. ... ... ... ... ... ... | 3,09 | 3,06 | 3,12 | 3 16 |
| Florida «hard-rock» ... ... ... | 3,09 | 3,13 | 3,13 | 3,13 |
| Idem residuales ... ... ... ... | 2,93 | — | 3,06 | 2,95 |
| Tennessee (pardo) ... ... ... | 3,12 | 3,22 | 3,14 | 3,11 |

De estos datos puede deducirse la posibilidad de que, aplicando los procesos de «flotación», se haya conseguido en Norteamérica concentrar residuales que tenían solamente un 4,5 % de ácido fosfórico con 85 % de materia insoluble, hasta obtener un producto con el 32 % de ácido fosfórico y sólo un 6 % de insoluble; es decir, que se ha recuperado el 83 % del ácido fosfórico, perdido sin la aplicación de estos procedimientos. Estos datos proceden de una comunicación privada de Mr. Charles E. Heinrichs, de la Phospate Recovery Corporation, aplicada específicamente a los residuales del lavado de los «land-pebble», que contienen solamente un 7,5 % de ácido fosfórico. Consiguen elevarlo hasta el 35,5 % de riqueza en dicho elemento.

Otra consecuencia interesante obtenida con la aplicación de la flotación, ha sido el rebajar las proporciones de sílice, alúmina y hierro, que contienen muchos fosfatos naturales, como ocurre en nuestro caso. Por ejemplo, en una instalación de Tennessee (fosfato arenoso pardo del ordovídico) se obtuvieron los resultados siguientes:

| | $P^2O^5$ | $Fe^2O^3$ | $Al^2O^3$ | $CO^2$ | F | $SiO^2$ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Antes de la flotación... | 32,32 % | 3,34 % | 2,20 % | 1,30 % | 3,15 % | 10,21 % |
| Después de la ídem. | 35,82 " | 2,28 " | 0,84 " | 1,42 " | 3,47 " | 4,56 " |

Esto prueba la necesidad de aplicarlos en nuestros fosfatos pobres, como se expresa en el preámbulo de este trabajo. Se calculaba antiguamente, en Florida, que, de las mesas de escogido, sólo se utilizaba para la venta en mercado el 15 % del mineral en bruto extraído, y el análisis de un residual era el siguiente:

| *Tipo de fosfato* | $SiO^2$ | $Al^2O^3$ | $Fe^2O^3$ | $P^2O^5$ | $Ca^3(PO^4)^2$ |
|---|---|---|---|---|---|
| «Hard-rock» (Dunellon). | 68,2 % | 3,80 % | 0,48 % | 11,6 % | 25,4 % |

Esto dió origen a intentar recuperar gran parte de este fosfórico, por tratamiento con ácido sulfúrico, pero se encontró con el inconveniente de que también se disolvían en gran proporción los sexquióxidos de hierro y de alúmina y, aunque intentó Thorp obtener una especie de fosfato precipitado por concentración y evaporización de las disoluciones ácidas, sin embargo, lo poco económico del tratamiento hizo que éste se abandonase.

El «land-pebble phosphate», en su forma guijarrosa y arenosa, puede decirse, constituye actualmente la explotación que ocupa el primer lugar en la extracción de fosfatos de Norteamérica. Su textura fácilmente deleznable permite la explotación del mineral utilizando la lanza hidráulica a presión de 8 a 10 atmósferas, con tubería de 1 y 1/2 a 2 pulgadas de diámetro. El lavado y secado del mineral, combinado con la flotación, como ya hemos dicho, permite disponer de un producto en el que se garantice una proporción de 60 a 75 % de fosfato tricálcico, con un máximo de 3 y 1/2 a 4 % de sexquióxidos de alúmina y hierro y un 3 % de humedad.





El material residual tiene el siguiente análisis:

| | $SiO^2$ | $Al^2O^3$ | $Fe^2O^3$ | $P^2O^5$ | $Ca^3(PO^4)^2$ |
|---|---|---|---|---|---|
| Nódulos de arcilla desechados... ... ... ... ... | 44,10 % | 5,24 % | 1,78 % | 17,6 % | 38,54 % |
| Residuales de las mesas de escogido ... ... ... | 50,58 " | 5,18 " | 12,96 " | 7,2 " | 17,68 " |

Por cierto, y con ello deseamos hacer constar la imprescindible necesidad de que los Servicios agronómicos analicen, no solamente los fosfatos importados y propios, sino los superfosfatos fabricados. Hace tres años tuvimos ocasión de comprobar en el fosfato americano de importación, procedente de los puertos de Tampa y Fernandina, ambos de Florida, en muestras tomadas personalmente y pertenecientes al cupo asignado a una de las más importantes fábricas nacionales de superfosfatos, contenían efectivamente la muestra de 63,73 % de fosfatos el de Fernandina y 71,74 % el de Tampa, pero en ambos sólo era el 8,32 % de fosfato tricálcico en el primero y el 10,47 % en el segundo. Estaba constituído el resto por fosfatos de hierro y de aluminio, especialmente del primero, que formaban el 70 % del contenido en fosfato total, lo que pone en evidencia que el mineral servido procedía del residual del estrío, como lo comprueban los análisis ya citados, con el gravísimo perjuicio de su retrogradación posterior al ser transformados en superfosfatos.

Con los datos consignados no hemos querido desarrollar un estudio completo en su aspecto geológico, de la posibilidad, por no decir seguridad, de que se encuentren en nuestra patria yacimientos de fosfatos beneficiables. Tampoco con ello hemos de sentar como premisa que los descritos puedan ser los más interesantes. Una completa investigación de las dos zonas señaladas, sevillana y alicantina, para la que se dispone del fuerte apoyo de los estudios realizados, en parte de las mismas, por el Instituto Geológico y Minero de España, podrá sólo aclarar esta importante cuestión.

Terminamos con esto la primera parte de nuestra exposición señalando la conveniencia que, para la economía nacional, representa la investigación y métodos de explotación y beneficio de los posibles yacimientos de fosfatos pobres señalados en estas primeras zonas estudiadas y que seguramente serán mucho más abundantes en otras partes de la Península.

Otra cuestión que deseamos exponer en esta comunicación es la referente a la fabricación del ácido fosfórico puro, por volatilización, utilizando fosfatos pobres y de alto porcentaje en aluminio y en hierro en forma de sexquióxidos principalmente, y que los hacen impropios y no utilizables para la fabricación del superfosfato en su tratamiento por el ácido sulfúrico, debido a su retrogradación ulterior. Surgió esta nueva modalidad industrial en Norteamérica, al multiplicarse las factorías de fijación del nitrógeno atmosférico y aparecer en el mercado los modernos abonos concentrados, como el fosfato mono-amónico, los metafosfatos y los nitrophoska I. G-III-A y B que contienen los tres elementos fundamentales de un abono: nitrógeno, fosfórico y potasa.

Los principios en que se basa la fabricación pirolítica del ácido fosfórico son los siguientes:

*a)* A elevada temperatura (1.600° a 1.800°), la sílice contenida en el mineral adquiere propiedades de ácido relativamente enérgico y puede desplazar al ácido fósfórico unido a la cal, al hierro o a la alúmina, formando silicatos con estas bases, dejando en libertad al anhídrido fosfórico, como correctamente debe llamarse al $P^2O^5$.

*b)* En contacto con un elemento reductor, coque o antracita muy pura, puede obtenerse esta desintegración a temperaturas más bajas (1.300° a 1.500°).

*c)* Los fosfatos pobres en fosfórico, pero ricos en sílice, son muy apropiados para este tratamiento que exige, como hemos visto, la existencia de este último elemento. Además, se utiliza el mineral tal como se obtiene de la mina, evitando los gastos y elevadas pérdidas que se ocasionan con el lavado, estrío y secado.

Aunque las reacciones varían, como es consiguiente, con la clase y características químicas del fosfa-

to, sin embargo, podemos generalizarlas en la forma siguiente:

$$Ca^3 (PO^4)^2 + 3 . SiO^2 + 5 . C = 3 CaSiO^3 + P^2 + 5 CO$$

El fósforo P se oxida por el aire de combustión y el óxido de carbono, produciéndose las siguientes transformaciones:

$$(1) \quad 2 . P^2 + 5 . O^2 = 2 P^2O^5$$
$$(2) \quad P^2 + 5 . CO^2 = P^2O^5 + 5 . CO$$

Actualmente se ha puesto de manifiesto en este proceso químico que, bien sea por el oxígeno del aire o bien por el óxido de carbono formado, el fósforo libre se transforma en ácido ortofosfórico y aun cuando se emplee el sistema de precipitación electroestática de *Cotrell*, el producto final es líquido, pues se produce la reacción siguiente:

$$P^2O^5 + 3 . H^2O = 2 PO^4H^3$$

que es el ácido ortofosfórico muy soluble en agua y alcohol.

Desde *Auberton* y *Biblique* en 1867, pasando por *Serve, Giles, Shearer, Readman, Wing, Duncan, Landis* y *Haff*, hasta las últimas patentes de éste con Wilson, se ha suprimido el agente reductor en la fusión, que a trueque de exigir temperatura más elevada y el sistema combinado de la Compagnie Electrique du Phosphore, Billandot y Co., puede decirse que son muchas las variantes y patentes solicitadas. Sin embargo, todos los procedimientos tienen por base la fusión de la carga compuesta del fosfato bruto, sílice (si hay que adicionarla) y agente reductor que es el coque o la antracita, como ya hemos dicho, en un horno eléctrico con electrodos de grafito. Se calcula un rendimiento teórico de 3 a 4 kilovatios-hora, necesarios para producir normalmente un kilo de ácido ortofosfórico $PO^4H^3$. En las peores condiciones, con hornos de 3.000 KW., que trabajen continuamente durante 300 días anuales, estima *Carothers* en la fábrica de Hoboken N. J. que la producción mínima ha sido de 0,22 libras por kilovatio-hora, o sea, que para obtener un kilogramo de ácido fosfórico se necesitan 10 kilovatios-hora. Esto permitirá utilizar la energía «en potencia» de los grandes embalses de la manera más económica, pues, aun así, el consumo de energía en este proceso es inferior en la mitad a los 19 y 20 kilovatios-hora que exige la obtención de un kilogramo de aluminio o de nitrógeno amoniacal sintético.

Independientemente del horno de fusión, forma parte esencial de este tratamiento la recuperación de los vapores de anhídrido fosfórico en forma de ácido ortofosfórico solubilizado en agua. El antiguo procedimiento de *Billandot* ha sido substituído por la precipitación electroestática que, aunque descubierta en Gran Bretaña en 1885 por el físico Sir Oliver Lodge, no fué utilizada industrialmente en América hasta 1905, por el Dr. Frederik Cottrell, y que hoy se ha desarrollado en cada vez más abundantes instalaciones industriales, especialmente en la evacuación de gases de los hornos de piritas y blendas, en la fabricación del ácido sulfúrico y en algunas fábricas de cemento. Hacemos caso omiso, dada la limitada extensión que exige esta comunicación, de los detalles, tanto del horno como de los dispositivos de conjunto de una completa instalación industrial, pero no dejaremos de consignar algunos datos que servirán de guía para demostrar la posibilidad de su aplicación en el caso de los fosfatos pobres nacionales de que nos estamos ocupando.

El primer punto que precisa estudiar es la proporción de sílice a cal del fosfato bruto y de la que debe contener la mezcla para la fusión. Según los datos americanos, ésta debe ser: 1,56 de sílice por 1 de cal aproximadamente, luego la M.6 de Alicante puede tratarse directamente. Exigen, en cambio, las M.2 y M.3 (Sevilla) la adición de caliza. Como la M.1 de la misma procedencia exigiría, por el contrario, una adición suplementaria de un 10 % de sílice, si se mezcla conjuntamente el fosfato de M.1 con M.2 obtenemos una relación sílice a cal de 1,14 muy próxima a la proporción teórica necesaria. Como la de sexquióxidos de hierro y aluminio de todas las muestras, excepto la M.5, excede del 3 %, todos estos fosfatos no serían aptos para su transformación en superfosfato corriente por el tratamiento con ácido sulfúrico.

Por último, y únicamente a título de referencia, podemos señalar la descomposición del posible precio de coste de la unidad de $P^2O^5$ con arreglo a los datos norteamericanos, que, según hemos podido obtener, son por cada 1.000 kilos de aquél:



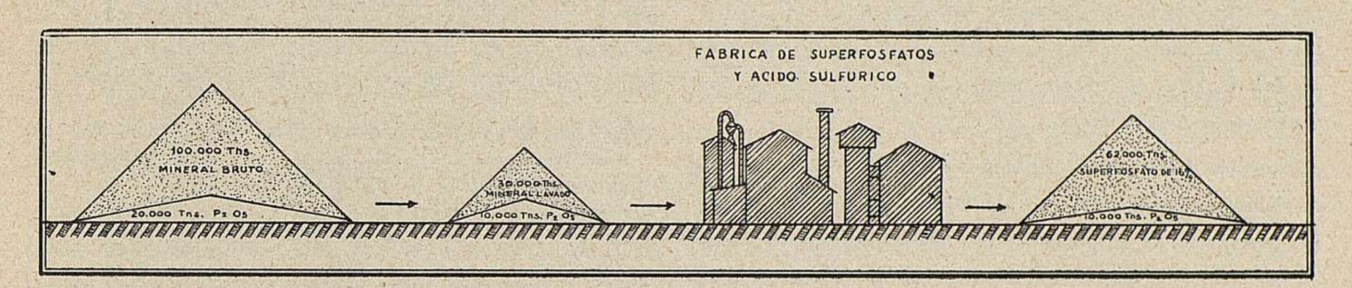


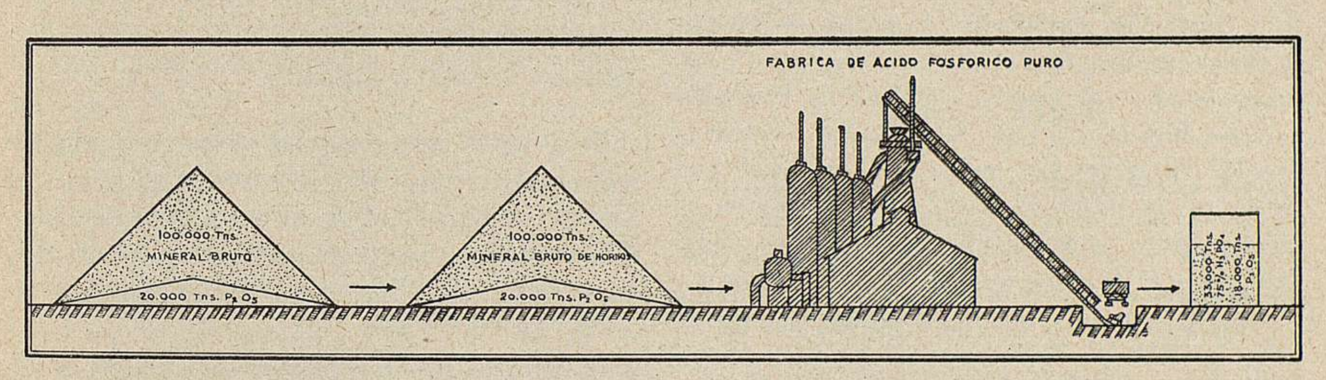
| Fosfato natural de 20-30% de $P^2O^5$ (mezclado) | Pesetas |
|---|---|
| Fosfato bruto, 6 ½ Tms., a 12 ptas. | 78,— |
| Coque o antracita, 750 kilos, a 200 ptas. | 150,— |
| Electrodos | 60,— |
| Jornales | 120,— |
| Energía | 1.320,— |
| *Total por tonelada* | 1.728,— |
| Total por unidad $P^2O^5$ | 1,73 |

Este precio unitario del fosfórico es aún inferior al autorizado para el mercado de superfosfatos, y, si aplicásemos este elemento a producir abonos concentrados del tipo «Nitrophoska», por ejemplo, podríamos obtener uno, cuya composición fuese:

| | | |
|---|---|---|
| Nitrógeno nítrico | 5 - 7 | unidades |
| Nitrógeno amoniacal | 7 - 11 | íd. |
| Fosfórico | 14 - 16 | íd. |
| Potasa anhidra | 18 - 21 | íd. |
| Cal como carbonato cálcico | (8 - 10 %) | |

Esta fabricación de ácido fosfórico puro en disolución que puede remitirse en vagones-cisternas especiales a las factorías de fertilizantes amoniacales, sintéticos, permitirá a éstas producir los abonos concentrados que hoy exige la agricultura moderna, con elementos de transporte mínimos que permitirán al agricultor obtener sus fertilizantes con mucho menor coste, dada la influencia que el factor transporte representa en la economía rural.




Como final de esta comunicación, trataremos de lo referente a la substitución del ión sulfúrico por el nítrico, tanto en el tratamiento de los fosfatos como en el de las sales potásicas que se explotan en forma de cloruros, como especialmente ocurre en los yacimientos españoles y alsacianos. Nos impide la extensión de este trabajo desarrollarla en toda su amplitud, y, por ello, pasamos por alto todo lo referente a la génesis del procedimiento, que se encuentra detallado en nuestra publicación «Un nuevo tratamiento metalúrgico», presentado a la XIX reunión de la Asociación Española para el Progreso de las Ciencias, y recogido, a su vez, en el núm. 3 (1949) de sus Anales «Las Ciencias», publicados por dicha entidad.

Desde que en 1840 Justus von Lieblg tuvo la genial idea de solubilizar el fosfórico contenido en los fosfatos naturales, tratándolos con ácido sulfúrico, y Lawes, en Inglaterra, instaló, dos años después, la primera fábrica de superfosfato, puede decirse que poco o nada se ha avanzado en esta técnica industrial que, sin embargo, representa para la Humanidad acaso uno de los más importantes de sus productos manufacturados y que mayor influencia tiene en el proceso de su alimentación. ¿Por qué eligieron los dos sabios





agrónomos el ácido sulfúrico como elemento solubilizante, en vez del nítrico o del clorhídrico? Sencillamente, porque en aquella época el sulfúrico se consideraba como el «pan de la gran industria química». Aún se utilizaba el método *Leblanc* para obtener la sosa con los sulfatos y recuperar el azufre de los residuos, sin que Solvay hubiese puesto a punto su método de obtención por el amoníaco hasta 1863, en el que realizó sus primeros ensayos con buen éxito en su pequeña instalación de Conillet, en Bélgica, aunque Thom, Dyar y Hemming le discutan la paternidad del procedimiento. Aún se importaban en aquella época miles de toneladas de plantas «barrilleras» de las costas de nuestro litoral levantino, y las piritas españolas surtían a las principales fábricas de ácido sulfúrico del mundo. El ácido nítrico y el clorhídrico sólo se fabricaban en escala reducida con arreglo a sus aplicaciones específicas.

Fué en 1909, recién terminados nuestros estudios de Ingeniero, cuando, con la impaciencia que sólo da la juventud, y empleando en ello nuestros modestísimos ahorros, saltamos de España a Noruega para ver y estudiar las posibilidades de adaptación del nuevo horno que, para fijar el nitrógeno atmosférico, acababan de poner en práctica industrial los Profesores noruegos Birkeland y Eyde. Su defectuoso rendimiento y las dificultades que, poco a poco, se fueron venciendo en los siguientes años, nos convencieron en aquel momento de su imposible aplicación en nuestra Patria, por el pequeño rendimiento de la reacción y el coste de la energía que en aquella época se valoraba en la fábrica de *Nottoden* en 25 coronas noruegas por kilovatio-año.

Sin embargo, fué acaso el entusiasmo de Eyde transmitido en nuestras conversaciones o posiblemente también una intuición providencial, pero desde aquel viaje juvenil, hoy tan lejos, nos dimos cuenta de que, con la utilización del nitrógeno atmosférico, se abría una nueva era a la Humanidad en la industria de los fertilizantes, y así ha sido, pues bien en su forma amoniacal, bien en la nítrica, aunque su fabricación exija aún ahora 22 kilovatios-hora por kilogramo de nitrógeno ofrecido a la agricultura, cada día se multiplican más las instalaciones.

Si el ión de cloro suele ser fatal para muchos cultivos, si el azufre se encuentra abundante y aún con exceso, en todos los suelos, y sí, por otro lado, son los elementos básicos de la nutrición vegetal el nitrógeno, la potasa y el fosfórico, el «agua regia naciente» producida al tratar con vapores nitrosos una mezcla de fosfatos y de cloruro potásico o sódico con sus impurezas, nos dará un producto fertilizante que contendrá fundamentalmente, y en forma soluble en su mayor parte, el fosfato cálcico, el nitrato potásico y el sódico. Esta es nuestra investigación, de la que sólo citaremos, entre los muchos trabajos realizados, el de aplicación al tratamiento de los fosfatos de Marruecos, con muestra cogida por nosotros personalmente en las minas de Kourigda. Para ello, previo análisis del mineral bruto, lo tratamos con vapores nitrosos, primero, sin adición de ningún cloruro, y a continuación, con mezcla de cloruro sódico o del potásico.

| | |
|---|---|
| Proporción de fosfórico total en el mineral bruto ... ... ... ... ... ...... ... ... | 42,23 % (insoluble) |
| (Equivalente a un 92 % de fosfato tricácico) | |
| Tratamiento del fosfato, sin adición de cloruro ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 40,70 % (insoluble) |
| Tratamiento de mezcla del fosfato con el 10 % de cloruro sódico | |
| Proporción de fosfórico soluble en el agua y el citrato ... ... ... ... ... ... ... | 14 % |
| Proporción de fosfórico insoluble... ... | 27 % |

Para obtener estos resultados se han necesitado 100 kilos de sal común (puede utilizarse la sal marina de Cádiz); 15 kilogramos de ácido nítrico comercial y 200 gramos de chatarra de cobre, de la que se recuperan fácilmente 500 gramos como sulfato de cobre. Todo ello por tonelada.

El nitrógeno fijado, probablemente en forma de anhídrido nitroso ($N^2O^3$), que hemos encontrado, es el 37 % del total, lo que representa 5 y 1/2 kilogramos de nitrógeno nítrico por tonelada.

Es decir, que con este sencillo tratamiento *que suprime por innecesaria toda la fabricación de ácido sulfúrico*, hemos llegado a solubilizar el 34 %, o sea, la tercera parte del total contenido en el mineral y, a la vez, hemos adicionado 5 kilos de nitrógeno con un coste casi nulo del tratamiento, pues el sulfato de cobre obtenido como subproducto cubre con creces el coste del ácido y de la chatarra, que también puede ser reemplazada por cinc, y se obtiene sulfato de cinc en lugar de sulfato de cobre.





Si, en vez de cloruro sódico o sal marina, adicionamos al fosfato cloruro potásico o «silvinita» de los yacimientos españoles (65 % de cloruro potásico con 31 % de cloruro sódico), se puede llegar a obtener un fosfato potásico-sódico. Por método en cuyo detalle no podemos aún entrar, por no tener ultimados nuestros estudios. Este nuevo abono contendría los tres elementos fundamentales para el cultivo: el fosfórico, el nitrógeno y el potasio, siguiendo con ello las normas modernas de utilizar cada vez más abonos concentrados. De sus resultados no podemos dudar, y, referente a su economía de fabricación, pudieran revolucionar la actual industria de los superfosfatos, y, como nuestros propios medios nos impiden ampliar estos trabajos en una forma de planta-piloto industrial, complementada con una verdadera experimentación agronómica, por ello solicitamos, en las conclusiones de este comunicado, apoyo estatal o privado para llevarlas a cabo como el problema se merece.

Algo similar ocurre con la aplicación del tratamiento a las sales potásicas que, en forma de cloruros, mezclados con las de sodio y de magnesio, especialmente con el primero, constituye el mineral denominado «silvinita», y que tanto abunda en España, desde Cataluña hasta Navarra.

Este mineral, cuya composición en bruto es, como ya hemos dicho, de dos terceras partes de cloruro potásico por una de cloruro sódico, se emplea, bien en forma de tal, simplemente estriado y molido, o bien en forma concentrada con una riqueza en cloruro potásico que no debe ser inferior al 83 %. En Alemania se llega a obtener hasta el 96 %. El tratamiento con vapores nitrosos transforma este mineral en un conjunto de nitratos y de nitritos potásicos y sódicos, y disminuye la proporción de cloruros en un 30 % a 40 %, con lo que se eliminaría la de cloruro sódico hasta reducirla a un 12 % (menos de la mitad), lo que ya es admisible.

Tiene considerable importancia agronómica este aspecto del nuevo tratamiento, pues la elevada proporción de cloruro sódico contenida en la «silvinita», tal cual ahora se expende en el mercado nacional, al ser mezclada con el superfosfato con acidez sulfúrica libre (que excede, muchas veces, del 12 %), da lugar, por una serie de reacciones en el suelo, en climas secos y en los regadíos que utilizan aguas salobres y alcalinas, a una esterilización progresiva del terreno, lo que explica, según se ha puesto de manifiesto en el último y reciente Congreso de Ingeniería Agronómica, que, de 236.000 toneladas de sales potásicas extraídas en España, sólo 6.000, o sea un 2 y 1/2 %, hayan sido absorbidas por el mercado nacional.

Con esto damos por terminada esta somera exposición de nuestra comunicación a este II Congreso Nacional de Ingeniería. No veáis en ella más que la labor de un modesto ingeniero español. Otros, con mayor capacidad y medios, acaso la desarrollen en beneficio de la Patria. Si ésta obtiene de su solar propio mayor cantidad de fosfatos que ofrecer a su Agricultura, que tan necesitada está de ellos, y si, por otro lado, con nuevos y más perfectos ensayos, se transforma la industria del superfosfato y se encuentra beneficio más favorable, desde el punto de vista agrícola, a sus riquísimos yacimientos de cloruro potásico, con ellos nos veremos recompensados con creces, si, además, nos concedéis la indulgencia de habernos escuchado y de hacer vuestras las conclusiones que a continuación os exponemos.

## *CONCLUSIONES*

*Primera.* Conviene que los Ministerios de Agricultura e Industria, conjuntamente, designen una Comisión mixta que estudie las posibilidades de explotación de los fosfatos pobres nacionales, comenzando por los del valle del Guadalquivir y costa de Alicante.

El reconocimiento podrá extenderse a otras zonas similares, donde puedan existir probabilidades de encontrar yacimientos análogos. El Instituto Nacional de Colonización, por su carácter y finalidad, y el Instituto Nacional de Industria, deberán participar en estas investigaciones.

*Segunda.* Se solicitará de la Excma. Diputación Provincial de Sevilla, autorización para instalar en los terrenos de su Granja Escuela Profesional de Peritos Agrícolas, del Cortijo de Cuarto, en Sevilla, una fábrica-piloto que permita estudiar, tanto la fabricación de ácido fosfórico puro, utilizando los fosfatos del valle del Guadalquivir o importados de Marruecos, como de la aplicación del método original del au-





tor, para substituir el ácido sulfúrico en la fabricación del superfosfato y modificar las sales cloruradas de potasa de los yacimientos españoles. Conviene que autorice el Ministerio de Agricultura la utilización de sus Laboratorios especializados en fertilizantes, para auxiliar estas investigaciones.

---

*Sin objeciones a este trabajo, el Sr. Presidente interrumpe la sesión a las dos de la tarde, para reanudarla a las dieciséis horas.*

# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

ACTA DE LA SESIÓN CELEBRADA EL DÍA 30 DE MAYO DE 1950
*(Continuación.)*

*Con la misma Mesa que en la sesión de la mañana, se abre la sesión a las dieciséis horas.*

*El Sr. Presidente concede la palabra al Sr. Palomar, quien da lectura al siguiente trabajo:*

# N.º 114. - Situación de la industria y comercio del cemento «Portland» en España

Autor: D. PATRICIO PALOMAR COLLADO
Ingeniero Industrial

Como consecuencia de la escasez de cemento que se nota en el mercado, no pasa día sin que, en la prensa, aparezcan noticias relacionadas con nuestra industria y con su situación, y no siempre son los más enterados los que exponen, en sus columnas, opiniones más o menos afortunadas en pos de hallar la panacea que cure los males que se derivan de dicha escasez.

No aspiramos a ser nosotros los que demos con el remedio, pero sí quisiéramos, en modestia de nuestros conocimientos y con el solo título de nuestra veteranía en el estudio de estos asuntos, cuando a nadie le preocupaba si había muchas o pocas fábricas de cemento en España y si su situación era próspera o ruinosa, contribuir a poner las cosas en su punto, evitando, en lo posible, desalientos inútiles o euforias contraproducentes, más abundantes las segundas que los primeros, y más perjudiciales por lo que pudieran tener de operantes en dirección falsa que pudiera conducir más tarde a quebrantos económicos irremediables.

Se debate a menudo en periódicos y revistas sobre la producción y el consumo actual de cemento Portland en España, y se indican remedios para aumentar las disponibilidades de este material, casi siempre con la corta perspectiva de lo ocurrido en los últimos años y a base de estadísticas oficiales de última hora.

Nos parece del mayor interés remontarnos al estudio de la situación en los años anteriores a 1936, por la enorme variación sufrida en las circunstancias de producción y distribución del cemento en España, por lo que vamos a exponer un resumen de nuestros estudios sobre este interesante asunto, del que tantas veces nos hemos ocupado ya.

Es frecuentísimo, en cuantos estudios se hacen de la producción española, la inmediata comparación con la de los países más importantes del mundo y la indicación de los coeficientes de consumo, y como así lo venimos observando, también, en algunos de los últimamente conocidos respecto al cemento, queremos sentar la premisa de esta comparación, con algunas advertencias del caso. De recientes estadísticas a este res-





pecto, hay quien supone que a España debiera corresponderle ya un consumo de 100 Kg. por habitante y año, cifra que tomaremos como norte para nuestras deducciones.

En el Cuadro núm. 1 indicamos las capacidades de producción y consumo de las naciones europeas en los años 1927 y 1939. Hemos completado estos datos en el Cuadro núm. 1 bis, con los del año 1948 que, aun-

*CUADRO NÚM. 1*

CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN EN DISTINTOS PAÍSES EUROPEOS Y CIFRAS DE CONSUMO DURANTE LOS AÑOS 1927 Y 1939

| PAÍSES | AÑO 1927 | | | AÑO 1939 | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Miles de Tm. | Kgs. por habitante | Tm. por Km² | Miles de Tm. | Kgs. por habitante | Tm. por Km² |
| | CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN | | | | | |
| Alemania ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 12.000 | 203 | 25,2 | 18.000 | 305 | 37,5 |
| Bélgica ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 3.150 | 412 | 104 | 6,000 | 600 | 165 |
| España ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.260 | 58 | 2,5 | 2.640 | 108 | 5 |
| Francia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 7.200 | 184 | 13 | 8.000 | 185 | 14 |
| Gran Bretaña ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.600 | 126 | 22,5 | 9.000 | 200 | 30 |
| Italia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 3.420 | 88 | 11 | 6.700 | 160 | 21 |
| Portugal (Metrópoli) ... ... ... ... ... ... | — | — | — | 350 | 60 | 4 |
| Suiza ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 880 | 225 | 21 | 1.200 | 285 | 30 |
| | CONSUMO DE CEMENTO | | | | | |
| Alemania ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 7.560 | 130 | 16 | 16.250 | 205 | 28 |
| Bélgica ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2.840 | 370 | 93 | 2.550 | 315 | 83 |
| España ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.100 | 45 | 2 | 950 | 40 | 2 |
| Francia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.400 | 140 | 10 | 4.290 | 105 | 8 |
| Gran Bretaña ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.050 | 115 | 21 | 7.900 | 175 | 33 |
| Italia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2.700 | 70 | 9 | 4.560 | 110 | 15 |
| Portugal (Metrópoli) ... ... ... ... ... ... | — | — | — | 300 | 50 | 3,4 |
| Suiza ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 360 | 90 | 9 | 610 | 145 | 15 |

*CUADRO NÚM. 1 BIS*

CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN DE CEMENTO EN DISTINTOS PAISES EUROPEOS Y CIFRAS DE CONSUMO DURANTE EL PERÍODO 1942/44

| PAÍSES | PERÍODO 1942-1944 | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Capacidad de producción | | | Consumo de cemento | | |
| | Miles de Tm. | Kgs. por habitante | Tm. por Km² | Miles de Tm. | Kgs. por habitante | Tm. por Km² |
| Alemania ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | s/d | s/d | s/d | 5.580 (1) | s/d | s/d |
| Bélgica ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.000 | 820 | 166 | 3.250 | 534 | 108 |
| España (2) ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2.800 | 106 | 5,5 | 1.630 | 62 | 3,2 |
| Francia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 7.750 (3) | 185 | 14 | 5.450 | 132 | 10 |
| Gran Bretaña ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | s/d | s/d | s/d | 8.520 | 120 | 33 |
| Italia ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 6.600 | 130 | 193 | 3.500 | 71,7 | 11.3 |
| Portugal ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 450 (4) | 58 | 5 | 260 | 34 | 2,8 |
| Suiza ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 2.000 | 468 | 49 | 1.000 | 235 | 24,4 |

(1) Trizona.
(2) Rectificado el número de habitantes con arreglo a los datos del Boletín de Estadística para 1944.
En 1949 la capacidad de producción se estima en 3.000.000 Tm. y el número de habitantes en 28.000.000, siendo el consumo de 1.900.000 Tm.
Las capacidades por Km² y habitante se estiman en 6 Tm. y 107 Kgs.
El consumo alcanza a 3,8 Tm. por Km² y 68 Kgs. por habitante.
(3) Previsiones del Plan Monet.
(4) Estimada en 1944. En la actualidad se aprecia en unas 600.000 Tm. la capacidad de producción y en unas 500.000 Tm. el consumo anual.





que no muy completos, dan idea aproximada. En dichos cuadros puede observarse la modestia de las cifras correspondientes a España, tanto en consumo anual por habitante como por kilómetro cuadrado; ahora bien, la capacidad de producción instalada actualmente cubre holgadamente la dotación anual de 100 Kg. por habitante a que, de momento, cabe aspirar, según vamos a demostrar con nuestro estudio, y se puede incluso pensar en la exportación.

En el segundo de los citados años la cifra de ventas de España es muy reducida, por tratarse aún del año correspondiente al período de anormalidad de 1936-1939. Hemos respetado la misma por figurar en las estadísticas internacionales que nos han servido de datos para establecer el indicado estado.

No podemos dejar de consignar que las circunstancias en que se ha desarrollado la industria del cemento antes de la guerra, tanto en Europa como en América, después de la crisis del año 1929, no han sido favorables ni muchísimo menos. Aun sin entrar en detalles, debemos recordar que en los Estados Unidos de América, Francia, Bélgica, Inglaterra y otras naciones, a pesar de los consumos que figuran en el citado estado, las fábricas llegaron tan sólo a trabajar al 35 % de su capacidad de producción, por escasez de demanda, y en condiciones ruinosas para la industria. Algo parecido ocurrió en Rusia y Japón, que se vieron forzadas a exportar en malas condiciones.

Si bien en Alemania y en Italia funcionaron las fábricas a gran tren, en los últimos años de la anteguerra, a base de los planes extraordinarios de obras del Estado, que se llevaron a cabo, y de la exportación a sus colonias en la última de las naciones citadas, en 1932 sólo trabajaron al 26 % de su capacidad las instaladas en la primera de ellas.

Por no distraer la atención principal de este trabajo, adjuntamos, como Apéndice, un ejemplar del número extraordinario de la revista *Cemento y Hormigón*, fundada y dirigida por el que suscribe, aparecido en octubre de 1948, en el que se contiene una información mundial de la industria del cemento, recopilada por el mismo con ayuda de las personas que se indican en el prólogo de dicho trabajo.

La capacidad de producción de las fábricas españolas, que al iniciarse el año 1929 se cifraba en 1.600.000 Tm., experimentó, desde dicho año a 1932, aumento progresivo, y llegó en el último año a la cifra de 2.600.000 Tm. Desde entonces hasta final del año 1948 este aumento ha continuado, si bien no en las mismas proporciones. Actualmente se cifra la capacidad instalada en 2.810.000 Tm., de las que 2.724.000 toneladas corresponden a cemento Portland y especiales, 50.000 Tm. a cemento blanco y 36.000 Tm. a cemento fundido.

Las cifras de capacidad de producción y ventas en los períodos 1929-1933, 1940-1943 y 1944-1948, en que hemos dividido el presente estudio, fueron las siguientes:

| AÑOS | Capacidad de producción Tm. | Ventas Tm. | % de aprovechamiento de la capacidad de producción |
|---|---|---|---|
| 1929 ... ... ... ... | 1.750.000 | 1.580.000 | 85,00 % |
| 1930 ... ... ... ... | 2.400.000 | 1.505.000 | 71,70 % |
| 1931 ... ... ... ... | 2.400.000 | 1.425.000 | 59,30 % |
| 1932 ... ... ... ... | 2.550.000 | 1.355.000 | 52,10 % |
| 1933 ... ... ... ... | 2.600.000 | 1.210.000 | 46,50 % |
| 1940 ... ... ... ... | 2.640.000 | 1.453.000 | 55,00 % |
| 1941 ... ... ... ... | 2.640.000 | 1.417.000 | 53,67 % |
| 1942 ... ... ... ... | 2.640.000 | 1.317.000 | 50,00 % |
| 1943 ... ... ... ... | 2.700.000 | 1.583.000 | 58,40 % |
| 1944 ... ... ... ... | 2.800.000 | 1.630.000 | 58,21 % |
| 1945 ... ... ... ... | 2.800.000 | 1.557.500 | 55,48 % |
| 1946 ... ... ... ... | 2.800.000 | 1.815.300 | 64,83 % |
| 1947 ... ... ... ... | 2.810.000 | 1.841.900 | 65,55 % |
| 1948 ... ... ... ... | 2.810.000 | 1.866.900 | 66 44 % |

En el año 1929, se vendieron, además, 218.000 Tm. de cementos extranjeros, que fueron importados ante la imposibilidad de cubrir las necesidades del mercado nacional la capacidad de nuestras fábricas, circunstancia que determinó el aumento de instalaciones a que antes nos hemos referido.

Circunstancias políticas y sociales de todos conocidas hicieron que las demandas del mercado, durante el período de 1929-1933 y años siguientes, no sólo no correspondieran al esfuerzo hecho por los fabricantes de cemento, sino que dichas demandas fueron bajando casi en la misma proporción que el aumento de capacidad, y no empezó la recuperación del consumo hasta después de nuestra pasada guerra.

Durante los años 1930, 1932 y 1933, la producción excedió en algunas pequeñas cantidades a las ventas; el promedio fué de unas 50.000 Tm. para este exceso, y no se intensificó aquélla por la situación del mercado. Desde 1940 se produce la circunstancia contraria, a causa del desequilibrio entre la oferta y la demanda, a favor de esta última.

A partir de 1940 se nota gran aumento de producción y ventas de cementos especiales, que substituyen al Portland en muchas aplicaciones. En 1941 se cifraban estas ventas en 63.000 Tm., las cuales pasaron, en 1944, a 10.600 Tm., y, en 1948, a 153.000 Tm. Estas cifras van incluídas en los totales de ventas antes indicados.

No hemos incluído en los anteriores datos las cifras de ventas de los aglomerantes conocidos con los nombres de cementos naturales y cales hidráulicas, cuyo consumo tiene bastante importancia.

De los datos aproximados que la Delegación del Gobierno en la Industria del Cemento ha logrado reunir en el quinquenio 1943-1947, deducimos que el promedio de venta anual de los cementos naturales se cifra, en dicho período, en unas 350.000 Tm., pero con tendencia al alza continuada, pues las cifras anuales en los años indicados fueron 286.000, 298.000, 306.000, 353.000 y 405.000 Tm.

Las cales hidráulicas alcanzan en los mismos años ventas de 56.000, 64.000, 65.000, 63.000 y 70.000 Tm., con un promedio de 65.000 Tm.

Por lo que afecta al aprovechamiento de la capacidad de producción de las fábricas observamos que, exceptuando el año 1929, en que se celebraban las Exposiciones Internacionales de Barcelona y Sevilla, y se hallaba el país en pleno desarrollo económico, bajo el Gobierno del General Primo de Rivera, el consumo en los distintos años de 1929 a 1933 no pasó de una media de un 57 % de dicha capacidad. A partir de 1940 se inició la recuperación, aunque de manera lenta, por las dificultades con que ha venido siendo interferida la producción. Se llegó, en 1948, al 66,44 por 100 máximo obtenido.

*CUADRO NÚM. 2*

PROMEDIOS ANUALES DE VENTA Y CONSUMOS POR HABITANTE Y KM$^2$

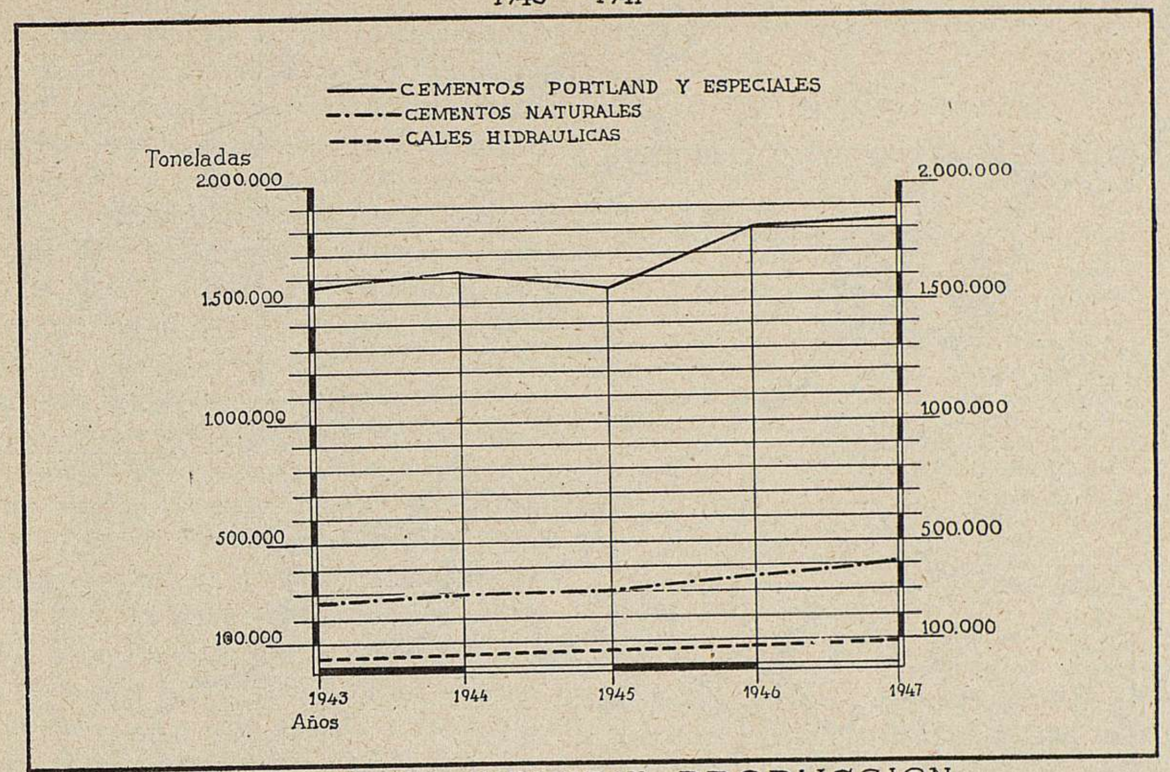
| ZONAS | Promedio anual de ventas | | | CONSUMO ANUAL | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Por habitante | | | Por Km$^2$ | | |
| | 1929-33 Tm. | 1940-43 Tm. | 1944-48 Tm. | 1929-33 Kgs. | 1940-43 Kgs. | 1944-48 Kgs. | 1929-33 Tm. | 1940-43 Tm. | 1944-48 Tm. |
| Aragón ... ... ... ... ... ... | 105.000 | 98.900 | 95.700 | 86 | 80 | 76 | 1,82 | 1,71 | 1,65 |
| Cataluña-Levante... ... ... ... | 441.100 | 374.100 | 445.600 | 71 | 60 | 64 | 4,86 | 4,14 | 4,93 |
| Norte ... ... ... ... ... ... ... | 382.000 | 464.300 | 552.700 | 56 | 68 | 75 | 3,06 | 3,72 | 4,43 |
| Centro ... ... ... ... ... ... | 248.100 | 242.400 | 352.700 | 60 | 59 | 72 | 2,08 | 2 | 2,95 |
| Sur... ... ... ... ... ... ... ... | 203.300 | 173.800 | 211.500 | 40 | 34 | 35 | 2,03 | 1,73 | 2,11 |
| Baleares ... ... ... ... ... ... | 14.300 | 18.500 | 16.800 | 38 | 50 | 40 | 2,85 | 3,70 | 3,35 |
| | 1.393.800 | 1.372.000 | 1.675.000 | 58 | 53 | 62 | 2,80 | 2,70 | 3,35 |
| Canarias ... ... ... ... ... ... | 2.800 | 37.800 | 25.700 | — | 61 | 33 | — | 5,2 | 3,53 |
| Marruecos-Colonias... ... ... | 18.100 | 41.000 | 38.100 | — | — | — | — | — | — |
| Exportac. ... ... ... ... ... ... | 8.700 | 34.500 | 3.600 | — | — | — | — | — | — |
| | 1.423.400 | 1.485.300 | 1.742.400 | — | — | — | — | — | — |

Para la determinación del consumo por habitante se han tenido en cuenta los censos oficiales de 1930 y 1940 y la rectificación del Padrón Municipal verificada en 31 de diciembre de 1947, publicada en el Boletín del Instituto Nacional de Estadística del mes de febrero de 1949.

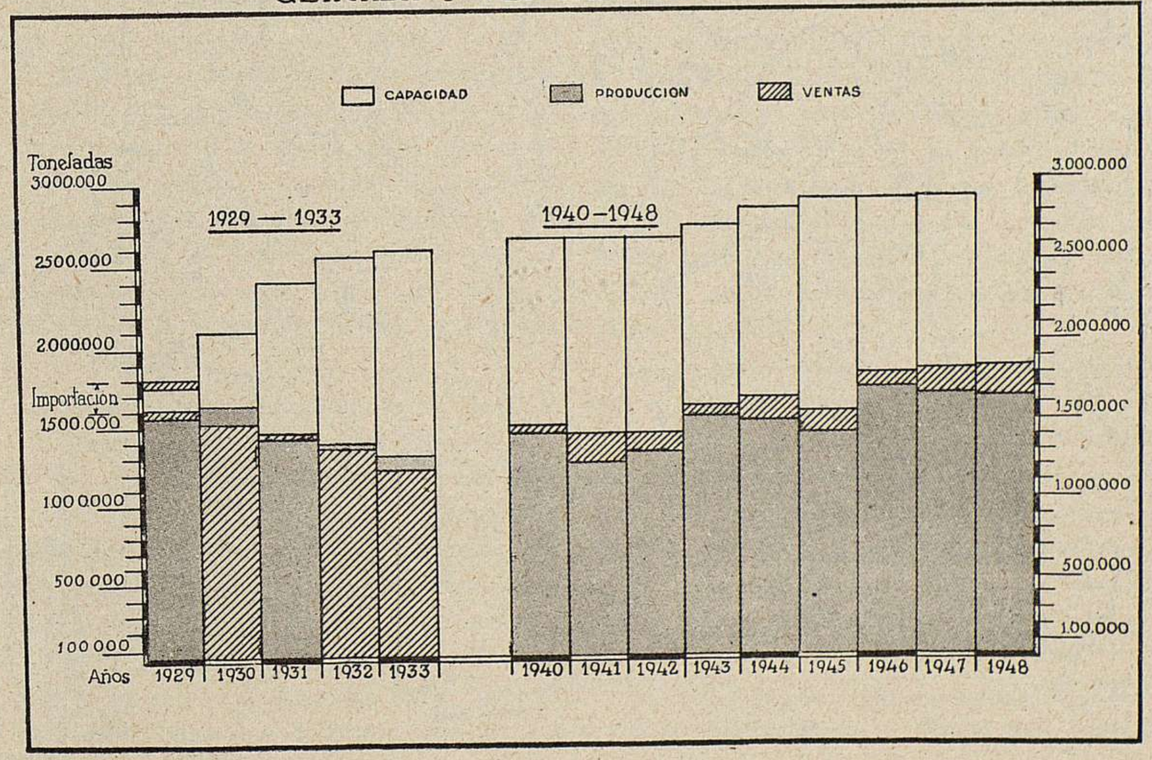
En el Cuadro núm. 2, en el que recogemos los promedios anuales de ventas y consumos por habitante y kilómetro cuadrado, se advierte, en el período 1940-1943, un descenso de consumo en la Península que da lugar a la baja de los coeficientes citados. Contribuye a ello también el crecimiento de población en dicho período, en lo que afecta al consumo por habitante. El aumento de ventas fué absorbido por los mercados de Canarias, Marruecos y exportación.

En el período 1944-1948, el promedio por habitante llega a 62 Kgs., y por Km$^2$ a 3,35 Tm. Sin duda alguna, si la producción hubiera tenido más facilida-

## VENTAS DE DISTINTOS AGLOMERANTES EN EL QUINQUENIO 1943 — 1947




## GRAFICO DE CAPACIDAD, PRODUCCION DE CLINKER Y VENTAS DE CEMENTO



MAPA Nº 1

ISLAS BALEARES

ISLAS CANARIAS

LEYENDA

- ■ Fábricas existentes en 1939
- ◪ Petición de nuevas fábricas
- ● " " ampliación fcas existentes
- ▲ Traslado fábricas existentes
- Nuevas fábricas en marcha
- Ampliaciones en marcha
- Traslados en marcha

des, el aumento experimentado hubiese sido de mayor cuantía y más en consonancia con nuestro resurgimiento económico en dicho período.

El aumento de consumo en este último período ha sido debido, casi en su totalidad, al desarrollo del Plan de Obras Públicas aprobado por nuestro Gobierno y en vías de realización, al ritmo que las dificultades actuales permiten, y a las muchas construcciones en marcha para organismos oficiales, obras de carácter militar, de las grandes empresas industriales patrocinadas por el I. N. I, y las llevadas a cabo por el Instituto Nacional de la Vivienda, en su deseo de dar impulso a las construcciones urbanas. Por el contrario, las obras debidas a la iniciativa particular estuvieron casi paralizadas, a consecuencia de la absorción de disponibilidades de materiales de construcción para las anteriores obras. Esta es una diferencia característica entre el período 1929-1933 y el de 1940-1948; en el primero, las obras de iniciativa particular representaban un 50 % del tonelaje total consumido.

Como consecuencia de esta preponderancia de las obras de carácter oficial, el reparto del consumo es bastante desigual entre las distintas provincias, pero conviene también tener presente la influencia que en ello pueda tener la situación de las fábricas.

Del examen del Mapa núm. 1 se deduce que éstas constituyen un núcleo central y un cinturón periférico a lo largo de nuestras costas. Como consecuencia de esta distribución de emplazamientos, las zonas medias entre el centro y las costas, y las correspondientes a la parte occidental de nuestro país, se encuentran alejadas de los centros de producción, lo que hace muy variables las condiciones económicas en que el cemento llega a los consumidores, y contribuye al desigual reparto de la producción que antes hemos indicado.

Esta desigualdad existe aún dentro de las distintas zonas de la periferia y del núcleo central, por la concentración de las fábricas en algunos puntos de ellas, lo que creemos explica, en gran parte, las anomalías que, en relación con la distribución de ventas, se observa en los consumos por provincias. En ellas se notan cifras que no concuerdan con la importancia, extensión y número de habitantes de muchas de ellas.

Se observan en el citado mapa los cuatro núcleos del Norte, Centro, Cataluña y Andalucía, que, con las fábricas de Levante y la extensión del núcleo Norte hacia el Oeste, por la fábrica de Toral de los Vados, llegan a formar el cinturón periférico y núcleo central a que antes nos hemos referido.

### *CUADRO NÚM. 3*

### DISTRIBUCIÓN POR ZONAS DE LA PRODUCCIÓN ACTUAL

| ZONAS | Capacidad de producción Tm. | Consumo total a razón de 100 Kgs. por habitante Tm. | Sobrante de producción Tm. | Déficit de producción Tm. |
|---|---|---|---|---|
| Norte ... ... ... ... ... | 923.200 | 738.000 | 185.200 | — |
| Cataluña y Levante... | 923.000 | 694.000 | 229.000 | — |
| Centro ... ... ... ... | 489.400 | 490.000 | — | 600 |
| Sur ... ... ... ... ... | 306.000 | 600.000 | — | 294.000 |
| Aragón ... ... ... ... | 168.400 | 125.000 | 43.400 | — |
| Baleares ... ... ... ... | — | 45.000 | — | 45.000 |
| Canarias... ... ... ... | — | 80.000 | — | 80.000 |
| Marruecos y Colonias. | — | 38.000 | — | 38.000 |
| *Totales* ... ... ... | 2.810.000 | 2.810.000 | 457.600 | 457.600 |

En el Cuadro núm. 3 aparecen las capacidades de producción por zonas, y los consumos de las mismas al llegar a la cifra de 100 Kgs. por habitante. De su examen se desprende la conveniencia de trasladar medios de producción, para unas 300.000 Tm., a la zona Sur, con el fin de que en ella pudiera obtenerse el cemento en las mismas condiciones económicas que en las otras zonas. Creemos que, en la actualidad, tiene gran importancia esta cuestión de emplazamiento, debido al aumento de precio por tonelada que suponen los distintos conceptos que gravan los transportes. A título informativo diremos que el transporte marítimo desde Cataluña a Andalucía supone un recargo superior a las *cien pesetas* por tonelada, sin contar los gastos de destino.

Esto hace, indudablemente, casi imposible el concurrir a mercados distantes en competencia con las fábricas locales, por muy bien situadas, dotadas y dirigidas que puedan estar las de otras zonas.

En el mismo estado se observa que nuestra capacidad actual de producción, instalada, cubre suficientemente las necesidades de nuestro país hasta llegar al coeficiente de consumo de los 100 Kgs. por habitante.

¿Posibilidades de llegar al consumo de 100 Kgs. de cemento por habitante y tiempo para lograrlo? En

análogo estudio hecho en el año 1945, del que éste puede considerarse únicamente una puesta a punto con los datos recogidos hasta la fecha, opinábamos que las zonas: Norte, con 68 Kgs. y Centro y Cataluña-Levante, con 60 Kgs., estaban en condiciones favorables para alcanzar el de 100 Kgs. en un quinquenio, contando con una conveniente política de desarrollo de obras públicas y de carácter urbano. Para la zona Sur preveíamos mayor tiempo para vencer el atraso que, a consecuencia de su déficit de producción, lleva con respecto a las demás zonas en el desarrollo del consumo. Agregábamos entonces que cabía considerar si sería conveniente el reajuste de los elementos a que antes nos hemos referido.

Hemos de reconocer que los resultados obtenidos de 1945 a 1948 no son muy alentadores. En el total del consumo de la Península sólo se han alcanzado 62 Kgs. En las zonas que en 1945 aparecían como de máximo consumo: Norte, Centro y Cataluña-Levante, no se han alcanzado resultados muy notables, y Andalucía permanece con el mismo atraso. El aumento en tonelaje vendido no ha correspondido al aumento de población.

Desde luego que, en este último período, la demanda ha seguido siendo muy superior a la oferta, y que si las dificultades, que han continuado, en suministros de carbones, energía eléctrica y elementos metálicos, no se hubieran acentuado, hubiésemos llegado a conseguir mayores coeficientes de consumo; pero entendemos que, si así hubiera ocurrido, de no haber dispuesto el Gobierno de medios económicos suficientes para acelerar el ritmo de los trabajos por él realizados, nos hubiéramos, tal vez, encontrado en un período de dificultad para la colocación del cemento. La iniciativa particular no sólo no se ha estimulado, sino que incluso en estos momentos se encuentra en un período de alarmante retracción.

Estas consideraciones nos hacen afirmarnos en cuanto llevamos dicho en otras ocasiones en relación con la necesidad de la instalación de nuevas fábricas. Todo estudio de implantación de nuevas fábricas, aún a base de elementos transportados de otras existentes (único caso que admitimos actualmente), debe ser meditado seriamente por los elementos conocedores del problema, pues bien pudiera resultar un sacrificio inútil de la economía general la aparente mejora del consumo en zona determinada.

## CONSUMO DE CEMENTO POR PROVINCIAS EN TONELADAS

En los Mapas núms. 2, 3, y 4 presentamos gráficamente la distribución de cemento en las distintas provincias durante los tres períodos indicados. Las variaciones de consumo que se aprecian en algunas de ellas, de un período a otro, puede decirse que, casi en general, obedecen al impulso o restricción de las obras oficiales en las mismas. De todos es conocido que, en la actualidad, un elevado tanto por ciento de la producción se consume en esta clase de obras. El reducido tonelaje de que disponen las fábricas para su libre venta, no puede ejercer influencia notable en estas variaciones.

## DENSIDAD DEL CONSUMO DE CEMENTO POR HABITANTE

Hemos agrupado en zonas naturales de mercados las distintas provincias y adoptado las designaciones Norte-Cataluña y Levante-Centro-Sur y Aragón, que corresponden a la situación geográfica de las mismas.

El consumo de cemento por habitante fué en el período de 1929-1933, de 58 Kgs.; en el de 1940-1943, de 53 Kgs., y en el de 1944-1948, de 69 Kgs.

Entre las provincias de la zona Norte destacadas por su densidad de consumo, figuran: Vizcaya y Guipúzcoa, en plan normal de aumento debido a su situación marítima, importancia industrial y concentración de fábricas en esas provincias, seguidas de Oviedo y Navarra. Santander aparece también con gran coeficiente, que aumenta progresivamente en los tres períodos.

El consumo medio de la zona fué de 56, 68 y 75 kilogramos por habitante en los tres períodos.

En Cataluña y Levante, únicamente Valencia llega a la cifra de 90 Kgs., y es de notar el constante descenso de Barcelona, que de una cifra de 68 Kgs. en el período 1929-1933, baja a 61 Kgs. en el de 1944-1948.

Los aumentos de consumo en las provincias de Gerona y de Lérida se deben a obras militares realizadas durante el último período en ambas provincias.





②

# 1929-1933

## DENSIDAD DE CONSUMO POR PROVINCIAS

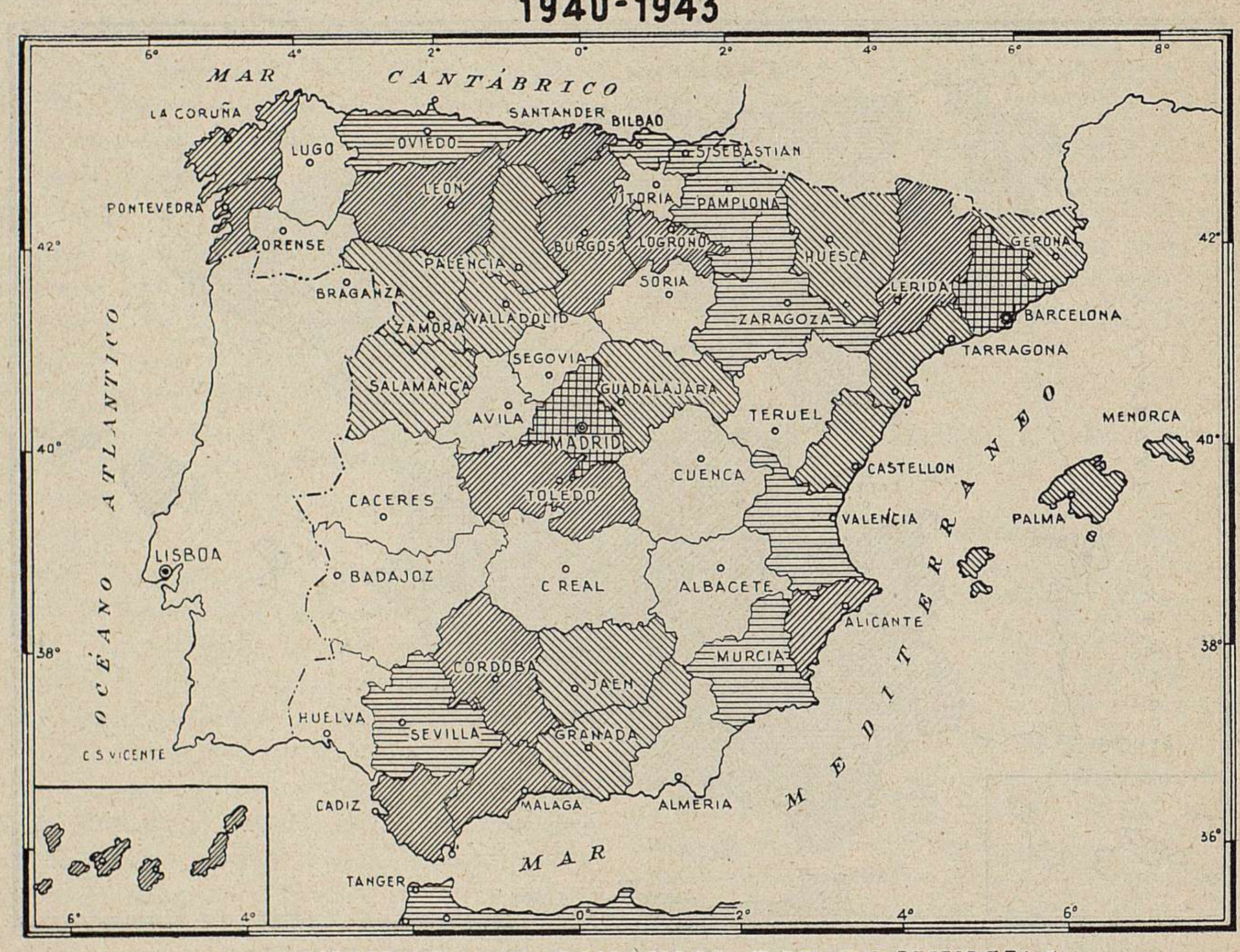
- Hasta 10 000 Ton
- De 10.000 a 20.000 Ton.
- De 20.000 a 40.000 Ton.
- De 40.000 a 80.000 Ton.
- De más de 100.000 Ton.





③

# 1940-1943




## DENSIDAD DE CONSUMO POR PROVINCIAS

| | |
|---|---|
| Hasta | 10.000 Ton |
| De | 10.000 a 20.000 Ton. |
| De | 20.000 a 40.000 Ton. |
| De | 40.000 a 80.000 Ton. |
| De más de | 100.000 Ton. |

④

## 1944-1949

### DENSIDAD DE CONSUMO POR PROVINCIAS

- Hasta 10 000 Ton
- De 10.000 a 20.000 Ton.
- De 20.000 a 40.000 Ton.
- De 40.000 a 80.000 Ton.
- De más de 100.000 Ton.

## *CUADRO NÚM. 4*

## PROMEDIOS ANUALES DE VENTAS Y CONSUMOS POR HABITANTE Y KM²

### ZONA DE ARAGÓN

*Promedio anual de ventas*

| Períodos | Huesca Tm. | Teruel Tm. | Zaragoza Tm. | Soria Tm. | Totales Tm. |
|---|---|---|---|---|---|
| 1929 - 33 ... ... | 33.600 | 15.400 | 48.400 | 7.600 | 105.000 |
| 1940 - 43 ... ... | 17.300 | 6.900 | 70.800 | 3.900 | 98.900 |
| 1944 - 48 ... ... | 26.700 | 10.700 | 52.500 | 5.800 | 95.700 |

*Consumo anual por habitante*

| Períodos | Huesca Kgs. | Teruel Kgs. | Zaragoza Kgs. | Soria Kgs. | Totales Kgs. |
|---|---|---|---|---|---|
| 1929 - 33 ... ... | 130 | 58 | 93 | 46 | 86 |
| 1940 - 43 ... ... | 67 | 27 | 131 | 22 | 80 |
| 1944 - 48 ... ... | 110 | 45 | 84 | 36 | 76 |

*Consumo anual por Km².*

| Períodos | Huesca Tm. | Teruel Tm. | Zaragoza Tm. | Soria Tm. | Totales Tm |
|---|---|---|---|---|---|
| 1929 - 33 ... ... | 2,2 | 1 | 2,8 | 0,7 | 1,81 |
| 1940 - 43 ... ... | 1,1 | 0,5 | 4,1 | 0,4 | 1,71 |
| 1944 - 48 ... ... | 1,8 | 0,7 | 3 | 0,5 | 1,65 |

### ZONA DE CATALUÑA Y LEVANTE

| PROVINCIAS | Promedio anual de venta | | | CONSUMO ANUAL: Por habitante | | | CONSUMO ANUAL: Por Km² | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* | 1929-33 *Kg.* | 1940-43 *Kg.* | 1944-48 *Kg.* | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* |
| Barcelona ... ... ... ... ... ... | 156.000 | 130.900 | 130.500 | 86 | 72 | 61 | 20,3 | 17,1 | 17,1 |
| Gerona ... ... ... ... ... ... | 9.600 | 19.300 | 25.700 | 29 | 58 | 80 | 1,6 | 3,3 | 4,4 |
| Lérida ... ... ... ... ... ... | 28.300 | 21.800 | 24.400 | 87 | 67 | 76 | 2,3 | 1,8 | 2,— |
| Tarragona ... ... ... ... ... | 12.700 | 20.500 | 21.600 | 36 | 58 | 60 | 1,9 | 3,1 | 3,3 |
| Valencia ... ... ... ... ... ... | 123.200 | 82.300 | 118.400 | 105 | 71 | 90 | 11,4 | 7,6 | 11,— |
| Alicante ... ... ... ... ... ... | 31.000 | 31.200 | 38.100 | 56 | 56 | 65 | 5,3 | 5,3 | 6,6 |
| Castellón ... ... ... ... ... ... | 21.800 | 17.000 | 21.800 | 69 | 53 | 67 | 3,2 | 2,5 | 3,2 |
| Murcia ... ... ... ... ... ... | 26.700 | 42.000 | 44.000 | 40 | 64 | 58 | 2,4 | 3,7 | 3,9 |
| Albacete ... ... ... ... ... ... | 24.800 | 5.800 | 12.400 | 74 | 17 | 32 | 1,7 | 0,4 | 0,8 |
| Almería ... ... ... ... ... ... | 7.000 | 3.300 | 8.700 | 19 | 9 | 24 | 0,8 | 0,4 | 1,— |
| *Totales* ... ... ... ... | 441.100 | 374.100 | 445.600 | 71 | 60 | 64 | 4,86 | 4,14 | 4,93 |

### ZONA NORTE

| PROVINCIAS | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* | 1929-33 *Kg.* | 1940-43 *Kg.* | 1944-48 *Kg.* | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Álava ... ... ... ... ... ... ... | 5.700 | 8.300 | 10.300 | 53 | 79 | 86 | 1,8 | 2,7 | 3,4 |
| Burgos ... ... ... ... ... ... | 41.400 | 23.900 | 29.000 | 114 | 66 | 74 | 2,9 | 1,7 | 2,— |
| Coruña ... ... ... ... ... ... | 36.700 | 40.500 | 51.700 | 43 | 49 | 54 | 4,5 | 5,— | 6,5 |
| Guipúzcoa ... ... ... ... ... | 28.600 | 47.500 | 46.000 | 94 | 156 | 128 | 16,— | 25,— | 24,5 |
| León ... ... ... ... ... ... ... | 17.300 | 30.700 | 33.000 | 38 | 66 | 63 | 1,1 | 2,— | 2,1 |
| Logroño ... ... ... ... ... ... | 13.700 | 24.300 | 18.400 | 66 | 177 | 80 | 2,5 | 4,8 | 3,7 |
| Lugo ... ... ... ... ... ... ... | 6.300 | 7.800 | 13.700 | 12 | 14 | 26 | 0,6 | 0,8 | 1,4 |
| Navarra ... ... ... ... ... ... | 28.600 | 48.800 | 37.500 | 78 | 134 | 98 | 2,7 | 4,6 | 3,6 |
| Orense ... ... ... ... ... ... | 8.500 | 7.800 | 28.700 | 17 | 16 | 59 | 1,2 | 1,1 | 4,1 |
| Oviedo ... ... ... ... ... ... | 58.800 | 54.600 | 81.700 | 70 | 66 | 92 | 5,4 | 5,— | 7,5 |
| Palencia ... ... ... ... ... ... | 10.900 | 15.900 | 18.300 | 49 | 75 | 80 | 1,3 | 1,9 | 2,2 |
| Pontevedra ... ... ... ... ... | 20.200 | 32.700 | 33.100 | 32 | 52 | 49 | 4,6 | 7,4 | 7,5 |
| Santander ... ... ... ... ... | 19.200 | 29.300 | 36.700 | 52 | 79 | 95 | 3,5 | 5,4 | 6,7 |
| Valladolid ... ... ... ... ... | 11.800 | 18.900 | 24.200 | 36 | 58 | 70 | 1,4 | 2,3 | 3,— |
| Vizcaya ... ... ... ... ... ... | 43.900 | 61.500 | 63.100 | 90 | 127 | 112 | 20,3 | 28,5 | 29,2 |
| Zamora ... ... ... ... ... ... | 30.900 | 11.800 | 27.300 | 105 | 46 | 86 | 2,9 | 1,1 | 2,6 |
| *Totales* ... ... ... ... | 382.000 | 464.300 | 552.700 | 56 | 68 | 75 | 3,06 | 3,72 | 4,43 |

ZONA CENTRO

| PROVINCIAS | Promedio anual de ventas | | | CONSUMO ANUAL | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Por habitante | | | Por Km² | | |
| | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* | 1929-33 *Kg.* | 1940-43 *Kg* | 1944-48 *Kg.* | 1929-33 *Tm.* | 1940-43 *Tm.* | 1944-48 *Tm.* |
| Ávila ... ... ... ... ... ... ... ... | 7.400 | 3.300 | 4.500 | 31 | 14 | 18 | 0,9 | 0,4 | 0,6 |
| Cáceres ... ... ... ... ... ... ... | 7.900 | 9.200 | 12.000 | 17 | 21 | 22 | 0,4 | 0,5 | 0,6 |
| Ciudad Real ... ... ... ... ... ... | 14.600 | 9.200 | 15.600 | 29 | 18 | 28 | 0,7 | 0,4 | 0,8 |
| Cuenca ... ... ... ... ... ... ... | 13.900 | 4.300 | 12.500 | 44 | 13 | 37 | 0,8 | 0,3 | 0,7 |
| Guadalajara ... ... ... ... ... ... | 7.200 | 10.300 | 22.500 | 33 | 48 | 110 | 0,6 | 0,8 | 1,8 |
| Madrid ... ... ... ... ... ... ... | 159.300 | 158.500 | 225.600 | 111 | 110 | 120 | 20,— | 20,— | 28,2 |
| Salamanca ... ... ... ... ... ... | 10.300 | 14.700 | 20.000 | 28 | 41 | 49 | 0,8 | 1,2 | 1,6 |
| Segovia ... ... ... ... ... ... ... | 10.300 | 3.700 | 6.400 | 56 | 20 | 31 | 1,4 | 0,5 | 0,9 |
| Toledo ... ... ... ... ... ... ... | 17.200 | 29.200 | 33.600 | 34 | 58 | 65 | 1,1 | 1,9 | 2,2 |
| *Totales* ... ... ... ... | 248.100 | 242.400 | 352.700 | 60 | 59 | 72 | 2,08— | 2,— | 2,95 |

ZONA SUR

*Promedio anual de ventas*

| PERÍODOS | Cádiz *Tm.* | Córdoba *Tm.* | Granada *Tm.* | Huelva *Tm.* | Jaén *Tm.* | Málaga *Tm.* | Sevilla *Tm.* | Badajoz *Tm.* | TOTALES *Tm.* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1929-33 ... ... ... ... ... ... ... | 30.600 | 26.800 | 14.200 | 12.600 | 32.300 | 24.200 | 50.300 | 12.300 | 203.300 |
| 1940-43 ... ... ... ... ... ... ... | 40.000 | 22.700 | 11.700 | 5.900 | 10.300 | 24.700 | 50.900 | 7.600 | 173.800 |
| 1944-48 ... ... ... ... ... ... ... | 31.700 | 15.700 | 19.700 | 6.100 | 19.600 | 25.300 | 82.500 | 10.900 | 211.500 |

*Consumo anual por habitante*

| PERÍODOS | Cádiz *Kg.* | Córdoba *Kg.* | Granada *Kg.* | Huelva *Kg.* | Jaén *Kg.* | Málaga *Kg.* | Sevilla *Kg.* | Badajoz *Kg.* | TOTALES *Kg.* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1929-33 ... ... ... ... ... ... ... | 64 | 40 | 21 | 33 | 47 | 39 | 54 | 17 | 40 |
| 1940-43 ... ... ... ... ... ... ... | 84 | 34 | 18 | 15 | 18 | 41 | 54 | 11 | 34 |
| 1944-48 ... ... ... ... ... ... ... | 47 | 20 | 25 | 17 | 25 | 33 | 76 | 13 | 35 |

*Consumo anual por Km²*

| PERÍODOS | Cádiz *Tm.* | Córdoba *Tm.* | Granada *Tm.* | Huelva *Tm.* | Jaén *Tm.* | Málaga *Tm.* | Sevilla *Tm.* | Badajoz *Tm.* | TOTALES *Tm.* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1929-33 ... ... ... ... ... ... ... | 4,2 | 1,9 | 1,1 | 1,2 | 2,4 | 3,3 | 3,5 | 0,6 | 2,03 |
| 1940-43 ... ... ... ... ... ... ... | 5,5 | 1,7 | 0,9 | 0,6 | 0,8 | 3,4 | 3,6 | 0,3 | 1,73 |
| 1944-48 ... ... ... ... ... ... ... | 4,3 | 1,1 | 1,6 | 0,6 | 1,5 | 3,5 | 5,9 | 0,5 | 2,11 |

El consumo medio de la zona es de 71, 60 y 64 kilogramos en los tres períodos.

En la zona Centro continúa Madrid con coeficiente ascendente, y llega a los 120 Kgs. Este consumo se refiere casi exclusivamente a la Capital y sus anejos, ya que el resto de la provincia carece de poblaciones importantes y su extensión es de las de menor cuantía de la Península. Guadalajara tiene un ascenso excepcional, hasta llegar a los 110 Kgs., a consecuencia de obras hidráulicas. Las demás provincias de esta zona son de consumos reducidos; únicamente Toledo llega a los 65 Kgs. a consecuencia de obras hidráulicas, a concentración de fábricas y a que mucho cemento que se retira de las fábricas va a consumirse a Madrid.

El consumo medio de la zona es de 60-59 y 72 kilogramos en los tres períodos.





La zona Sur se caracteriza, en general, por sus bajos coeficientes de consumo en los tres períodos, en los que alcanzan cifras de 40-34 y 35 Kgs.

Las provincias de Zaragoza y de Huesca son las de mayor consumo en la zona de Aragón, en la cual los consumos medios son de 86, 80 y 76 Kgs. en los respectivos períodos, a consecuencia de las obras hidráulicas.

El consumo en Barcelona se mantiene en cifras de 38, 50 y 40 Kgs. por habitante, y el de Canarias baja del segundo al tercer período de 61 a 33 Kgs.

En estas últimas islas el consumo de cementos nacionales durante los años 1929-1933 fué de 2.800 Tm. Según datos obtenidos en el año 1934 por la Central Exportadora de Cementos, S. A. (C. E. C. S. A.), la importación de cemento extranjeros en el archipiélago se cifraba en unas 80.000 Tm. anuales. A consecuencia de la situación internacional cesó esta importación en el período 1940-1943, y ha empezado de nuevo, aunque todavía en pequeña escala, en el de 1944-1948. En estos últimos períodos sus coeficientes de consumo por habitante, de cementos nacionales, fueron de 61 y 33 Kgs., respectivamente.

Las ventas en el Marruecos español no se cifran en consumo por habitante, por carecerse aún de datos estadísticos suficientes.

## DENSIDAD DE CONSUMO DE CEMENTO POR KILÓMETRO CUADRADO

En el mismo Estado núm. 2 aparecen estos datos, clasificados con arreglo a la misma distribución en zonas de mercado.

El consumo por kilómetro cuadrado ha alcanzado en los tres períodos las cifras de 2,80, 2,70 y 3,35 Tm. para el total de la Península y Baleares, y de 5,2 y 3,53 Tm. en Canarias en los dos últimos períodos. Por no haber existido variación superficial, estos coeficientes siguen las mismas variaciones que los consumos totales por zonas y provincias.

El valor máximo de 3,35 Tm. alcanzado en el último período, queda muy por bajo de la dotación que permite la actual capacidad de producción instalada, suficiente para pasar las 5 Tm.

En la zona Norte los mayores coeficientes corresponden también a Vizcaya y a Guipúzcoa, con 29,2 y 24,5 Tm. atribuíbles a las mismas razones que indicábamos en la densidad por habitante. Unicamente Coruña, Oviedo, Pontevedra y Santander, rebasan las 5 Tm. por kilómetro cuadrado.

El consumo medio de la zona es de 3,06, 3,72 y 4,43 Tm. en los tres períodos.

En Cataluña y Levante: Barcelona y Valencia alcanzan las densidades máximas con 17,1 y 11 Tm. Por encima de las 5 Tm. sólo figura Alicante, con 6,6 Tm.

El consumo medio de la zona es de: 4,86; 4,14, y 4,93 Tm. en los tres períodos.

Excepción hecha de Madrid, que alcanza una densidad de 28,2 Tm. por Km.$^2$, las demás provincias de la zona Centro tienen coeficientes muy reducidos, que no pasan de una Tm.; solamente Toledo llega a 2,2 Tm. por las mismas razones indicadas anteriormente.

El consumo medio de la zona es de 2,80, 2 y 2,95 Tm. en los tres períodos.

La zona Sur aparece aún en peores condiciones de consumo por kilómetro cuadrado que las ya indicadas por habitante, debido a la mayor extensión superficial de las provincias que la integran. Provincia de la importancia de Sevilla, en todos sentidos, sólo llega a 5,9 Tm., y Badajoz, la de mayor extensión superficial de España y con gran riqueza agrícola y ganadera, queda con 0,5 Tm. en el último período.

El consumo medio de la zona es de: 2,03; 1,13, y 2,11 Tm. en los tres períodos.

No obstante, el alto coeficiente de consumo por habitante en la zona de Aragón, el alcanzado por kilómetro cuadrado, es de 1,81, 1,71 y 1,65 Tm. como medio en los tres períodos. Unicamente Zaragoza llega a alcanzar las 3 Tm.

En cuanto a Baleares y Canarias, la primera queda en 3,35 Tm., igual al medio de la Península, en el tercer período, y la segunda baja de 5,2 Tm. en el período 1940-1943 a 3,53 Tm. en el de 1944-1948.

## DISTRIBUCIÓN DE LA PRODUCCIÓN POR CLASES DE OBRAS

En cuanto se refiere al aspecto de distribución de la producción, teniendo en cuenta las clases de obras a que va destinado el cemento, las características de los





períodos comparados son completamente distintas. En el primero, esta distribución se hacía dentro del libre juego de la oferta y la demanda, mientras que en los dos segundos viene efectuándose mediante la intervención de los Organismos estatales, a partir de 1941.

En el citado año y parte de 1942, la citada intervención alcanzaba al 50 % de la producción; el resto del segundo año se elevó al 70 %, y en 1943 al 90 %. Posteriormente se ha elevado por encima de este porcentaje al dictar la Delegación del Gobierno en la Industria del Cemento las normas de suministros de las Órdenes de Preferencia Absoluta, Absoluta Necesidad Nacional, Especiales y Viviendas Bonificables.

Antes de estas últimas disposiciones, el total de las ventas se distribuía de la siguiente manera: 55 % se destinaba a la atención de obras de carácter oficial (Estado, provincia y municipios de capitales); 15 % a obras de los restantes municipios y determinadas actividades industriales e, incluso, particulares a las que se daba carácter de preferencia; 20 % a los almacenistas autorizados por el citado organismo, para su distribución por los Sindicatos Provinciales de la Construcción. El 10 % restante quedaba a la libre distribución de las fábricas.

Al aparecer las últimas disposiciones citadas se sirven con carácter de absoluta preferencia y por sus ritmos marcados las órdenes de las clasificaciones excepcionales a que antes hemos hecho referencia, y el resto de la producción se distribuye con los tantos por ciento indicados. El 10 % de libre disposición de las fábricas ha quedado notablemente reducido, y llega en algunas a ser, en realidad, poco diferente del 5 % de la producción. El escaso tonelaje que esto representa tiene muy poca importancia en los resultados totales de la distribución de dicha producción.

Por ser de la competencia de organismos oficiales la actual distribución del cemento, pocas consideraciones podemos hacer sobre los resultados obtenidos de las medidas que regulan dicha distribución. El que los tantos por cientos marcados para cada clase, basten o no a las necesidades que precisa cubrir, depende sólo del volumen de obras que con ellas se quiera realizar, facultad privativa de los organismos encargados de proyectarlas y realizarlas.

De las dificultades con que constantemente viene tropezándose para ajustar la distribución de la producción a las disposiciones dictadas con este fin, parece deducirse, en primer término, que las obras emprendidas están en gran desproporción con las disponibilidades actuales de cemento, y son constantes las quejas que reciben los fabricantes, de los beneficiarios, en el sentido de que, las reducciones impuestas a los ritmos ordenados para entregas mensuales, dificultan enormemente la marcha de las obras.

Ello, no obstante, parece también notarse en muchos casos que las peticiones de cemento no corresponden exactamente a las necesidades reales; especialmente, por lo que se refiere a los indicados ritmos mensuales. Quizás esto sea debido a que, conocida la necesidad de las reducciones impuestas por la falta de producción, se exagere este dato, en previsión de esas reducciones.

Nuestra impresión personal es la de que sería conveniente una revisión, en cuanto al número de obras en ejecución, que permitiera suspender las de menor necesidad en favor de la mayor rapidez de ejecución de las de verdadera urgencia.

Tal vez fuera conveniente un estudio sobre la distribución del tonelaje dedicado al cupo de almacenistas. Este tonelaje es, generalmente, destinado a obras de pequeña importancia, reparaciones, etc., y para establecer un equitativo reparto del 20 % de la producción destinado a estas atenciones, quizás el dato del número de habitantes en cada provincia fuera el que, con mayores garantías de buen éxito, pudiera servir para una justa distribución.

De los resultados de esta distribución sólo tenemos los datos publicados en su Boletín por el Sindicato Nacional de la Construcción, y ya en ellos hace observar este Organismo la desigual atención con que son cubiertas las necesidades de las provincias.

## SITUACIÓN ACTUAL DE NUESTRA INDUSTRIA EN CUANTO A POSIBILIDADES DE PRODUCCIÓN

### CONVENIENCIA DE LA MODERNIZACIÓN DE LOS EQUIPOS DE LAS FÁBRICAS EXISTENTES

Paralelamente a la tendencia del consumo que antes hemos indicado, en las fábricas, pese a todos los inconvenientes bien conocidos para la adquisición de





nuevos elementos de maquinaria y reforma de las instalaciones que tanta falta hacen (ya que desde el año 1941, poca cosa se ha podido hacer en este sentido), se han ido mejorando las instalaciones en forma que nos atrevemos a asegurar que la capacidad de producción de las mismas supera hoy día los tres millones de toneladas al año, y pese a algunas opiniones en contrario, creemos que esa capacidad se acercaría mucho a la real si pudieran vencerse las dificultades de abastecimiento de primeras materias, combustible y recambios, principalmente, estimando, por otra parte, que a esta producción no ha de ser fácil darle salida de las fábricas mientras no se resuelva de modo integral el grave problema de los transportes que, como es natural, no depende de los fabricantes. ¿Qué falta, pues, para que las fábricas de cemento proporcionen al mercado tres millones de toneladas al año? Sencillamente, carbón, kilowatios y acero. Sobre si esa cifra es suficiente para las necesidades reales de nuestro consumo, ya hemos expuesto repetidamente nuestra opinión.

En rápida ojeada quisiéramos justificar nuestra anterior apreciación de la actual capacidad de producción de las fábricas. En la zona Norte, la fábrica «Rezola», de San Sebastián, puso en marcha, después de la guerra, un segundo horno «Lepol», de capacidad algo mayor que el que ya poseía. Ha modernizado también sus instalaciones auxiliares de molienda, depósitos, talleres, ensacado, etc., y puede producir hoy día 200.000 toneladas anuales.

La fábrica Tudela-Veguín, de Oviedo, ha puesto recientemente en marcha un segundo horno rotatorio «Smidth», igual al que existía anteriormente, o sea que, aunque haya dejado de trabajar con algunos de los hornos antiguos, su capacidad de producción de «clinker» queda aumentada, aparte de que también ha efectuado otras instalaciones complementarias que favorecen este aumento de producción.

La fábrica «Cosmos», de Toral de los Vados, ha puesto en marcha un horno que no había funcionado antes de la guerra y está mejorando sus instalaciones auxiliares.

En la zona Centro, la fábrica de cemento «Hispania», que tenía un horno «Lepol» frecuentemente parado por dificultades de abastecimiento de piedra, lo ha traslado a Sacedón (provincia de Guadalajara), donde trabaja de modo continuo.

La fábrica «Asland», de Villaluenga de la Sagra (Toledo), ha reformado sus instalaciones auxiliares y las de sus canteras, y ha logrado el funcionamiento continuo de los dos hornos (siempre que no falte carbón) con absoluta independencia de las restricciones eléctricas, ya que es autónoma en este sentido por poseer en fábrica una central de recuperación de fuerza. Unos magníficos silos de carbón y unos elementos de carga y descarga automática, permiten aumentar la rapidez de utilización de material ferroviario. Con todo ello, su capacidad real de producción es ahora ampliamente la que tiene asignada como teórica.

La fábrica de cementos «Iberia» también ha efectuado nuevas instalaciones auxiliares que garantizan su mejor funcionamiento.

En Cataluña, también después de nuestra Guerra de Liberación, se instaló en la fábrica «Asland» de Moncada (Barcelona), un horno «Lepol», sistema muy apropiado para la economía de combustible en zona alejada de la cuenca carbonífera de Asturias. Algunas mejoras complementarias en la misma aseguran su máxima producción (podemos recordar que en los años 28, 29 y 30), en que no existía dificultades de abastecimiento de carbón ni de energía, su producción fué de alrededor de 200.000 toneladas anuales, superior a la capacidad que tiene asignada.

En la fábrica de cementos «Fradera», de Vallcarca (Barcelona), si bien no se han instalado nuevos hornos, la instalación de una gran machacadora y de otros medios auxiliares, influye también en el aumento de capacidad de su producción.

La fábrica de «Materiales Hidráulicos Griffi» ha puesto en marcha recientemente un horno rotatorio gemelo del existente, con la novedad del aprovechamiento de sus gases para la producción de vapor para la generación de fuerza eléctrica.

También en Cataluña cabe mencionar que en la fábrica de cementos «Molins», de Pallejá, funciona después de la guerra un horno rotatorio dedicado a la fabricación de cementos especiales, y que la fábrica de «Cementos y Cales Freixa», de Monjos, ha hecho importantes reformas en sus instalaciones auxiliares.

En la zona de Levante se ha puesto recientemente





en marcha un horno «Lepol» en la fábrica «Goliat», en Málaga, y creemos que está a punto de serlo otro en la fábrica «Raff», de Valencia.

En Andalucía la fábrica de Morón de la Frontera ha mejorado sus instalaciones, especialmente en la sección de molienda de carbón, con lo que puede garantizar el mejor funcionamiento, en condiciones normales.

Todavía hay que mencionar otras fábricas que, aunque no sirven al mercado nacional, aportan importante tonelaje de cemento a ciertas obras públicas para cuyo servicio se concedieron: La del Pantano del Generalísimo, en Benageber (Valencia), en funcionamiento desde agosto 1944, con producción anual de 20.000 Tm., y la del Pantano de Oliana (en construcción), para una capacidad de 30.000 Tm. anuales. Recientemente se ha puesto en marcha la fábrica que el I. N. I. ha instalado en Xerallo (provincia de Lérida) para atender a las importantes obras del Ribagorzana.

A propósito de la importancia que en la producción tiene el cuidado y mejora de los elementos auxiliares, depósitos, transportes interiores de fábrica, etcétera, podemos asegurar que en una fábrica que nos cupo el honor de dirigir durante muchos años, pasamos de una producción de doce mil toneladas mensuales, a dieciocho mil, sin instalar ningún horno nuevo, a base, precisamente, de la mejora de estas instalaciones auxiliares, logrando con ello un funcionamiento promedio de 325 jornadas anuales de 24 horas en todos sus hornos durante los años 28, 29 y 30 a que antes nos hemos referido, en momentos en que no faltaba carbón ni elementos metálicos, y en el que el mercado era sólido y los transportes no fallaban.

En este aspecto podemos asegurar que las fábricas de cemento que no dispongan ya de algún sistema de aprovechamiento de los gases de escape de los hornos, para desecación de primeras materias u otro objeto, pueden, con la recuperación de los mismos, producir con exceso la energía eléctrica necesaria para su propio accionamiento.

De ello es excelente ejemplo la fábrica que en Villaluenga de la Sagra (provincia de Toledo) posee la Compañía General de Asfaltos y Portland «Asland», a que nos hemos referido anteriormente, la cual, con la energía que produce por recuperación y sin ningún otro elemento auxiliar, acciona toda su maquinaria y la de las canteras y servicios auxiliares, y aún tiene sobrante de fuerza que le permite moler mucho mayor tonelaje del que producen los hornos.

Estimamos que este asunto es de tal importancia para la economía nacional, que debiera fomentarse el aprovechamiento integral de los gases que todavía se lanzan a la atmósfera en muchos hornos rotatorios españoles.

También es interesante el modernizar los elementos de transporte y elevación para lograr grandes economías en la explotación en fábricas, donde siempre se mueven materiales por miles de toneladas, y no hay que decir que, después de tantos años de dificultades para importación de maquinaria, se hace imprescindible un programa de renovación y modernización de los motores eléctricos que, en una industria en que se consumen alrededor de 100 Kw.-h. por tonelada producida, y cuya producción anual es de dos millones de toneladas, no hay que decir la importancia que cualquier economía en este aspecto puede representar.

## PELIGROS DE UNA EXAGERADA TENDENCIA A LA INSTALACIÓN DE FÁBRICAS

Para finalizar, y a título de curiosidad, reproducimos en el cuadro núm. 5 las solicitudes de nuevas fábricas y ampliaciones sometidas a la aprobación del Ministerio de Industria y Comercio, así como de las ya autorizadas.

Si tenemos en cuenta las autorizaciones de nuevas fábricas concedidas en estos últimos años y las ampliaciones de las existentes, vemos por el cuadro adjunto que, entre unas y otras, representan un aumento de capacidad de producción de casi un millón de toneladas aproximadamente. Por tanto, y aún sin estimar el aumento de capacidad por las mejoras a que antes nos hemos referido, queda plenamente demostrado que la capacidad de las fábricas españolas de cemento supera con mucho los 3.000.000 de toneladas.

En el mapa adjunto hemos representado gráficamente las fábricas existentes, los proyectos en ejecución y las solicitudes y amortizaciones aludidas.





*CUADRO NÚM. 5*

## SOLICITUDES DE NUEVAS FÁBRICAS Y AMPLIACIONES

| | Peticionario Emplazamiento de la fábrica | Petición | Capacidad nominal año | Autorización | Estado actual | Aumento potencia producción |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | CEMENTOS REZOLA, S. A.—Añorga, San Sebastián (Guipúzcoa) ... ... ... ... ... ... ... ... | Instalación de un horno «Lepol». | — | Autorizado | En marcha | — |
| 2 | CÍA. GRAL. ASFALTOS Y PORTLAND «ASLAND». — Moncada (Barcelona) ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | — | íd. | íd. | — |
| 3 | CÍA. VALENCIANA DE CEMENTOS PORTLAND, S. A.—San Vicente del Raspeig (Alicante). | Idem. | — | — | — | 70.000 |
| 4 | SOCIEDAD FINANCIERA Y MINERA.—La Cala del Moral (Málaga) ... ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | — | Autorizado | En marcha | 70.000 |
| 5 | CONSTRUCCIONES HIDRÁULICAS Y CIVILES.—Las Palmas (Canarias) ... ... ... ... ... ... ... | Instalación de molino «clinker» y puzolana. | 60.000 | — | — | — |
| 6 | CONSTRUCCIONES HIDRÁULICAS Y CIVILES. — Tenerife (Canarias) ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 70.000 | — | — | — |
| 7 | PORTOLÉS Y CÍA.—Pantano del Generalísimo. — Benageber (Valencia) ... ... ... ... ... ... ... | Instalación de nueva fábrica obras hidráulicas. | 20.000 | Autorizada | En marcha | 20.000 |
| 8 | CÍA. VALENCIANA DE CEMENTOS PORTLAND. — Pantano Alarcón (Cuenca) ... ... ... ... ... | Instalación de molino Sandcement obras hidráulicas. | — | — | íd. | — |
| 9 | ANTRACITAS MONASTERIO DE ARBÁS, S. A.—Arbás (León) ... | Instalación de fábrica hornos verticales. | 12.000 | Autorizado un horno vertical | — | 12.000 |
| 10 | SOCIEDAD TUDELA VEGUÍN, SDAD. ANMA.—Tudela Veguín, Oviedo (Asturias)... ... ... ... ... | Ampliación de su fábrica. | 120.000 | Autorizado | Un horno en marcha | 60.000 |
| 11 | ALTOS HORNOS VIZCAYA.—Sagunto (Valencia) ... ... ... ... | Instalación de nueva fábrica 60.000 Tm. «clinker» y 120.000 Tm. cemento. | 180.000 | Autorizado cemento escorias | — | — |
| 12 | S. E. de CEMENTOS PORTLAND «HISPANIA».—Sacedón (Guadalajara) ... ... ... ... ... ... ... ... | Traslado parcial fábrica Yeles - Esquivias (Toledo) a Sacedón. | — | Autorizado | En marcha | 50.000 |
| 13 | JUAN ROMEU GARCÍA.—Santa Cruz de Tenerife (Canarias) ... | Instalación de nueva fábrica cemento puzolana. | 20.000 | — | — | 20.000 |
| 14 | CEMENTOS COSMOS, S. A.—Valladolid ... ... ... ... ... ... ... ... | Traslado parcial fábrica Toral de los Vados a Valladolid. | — | — | — | — |
| 15 | INSTITUTO NACIONAL DE INDUSTRIA. — Pont de Suert (Lérida) ... ... ... ... ... ... ... | Instalación de nueva fábrica. | 60.000 | Autorizada | En construcción | 60.000 |

| | Peticionario<br>Emplazamiento de la fábrica | Petición | Capacidad nominal año | Autorización | Estado actual | Aumento potencia producción |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 16 | CÍA. VALENCIANA CEMENTOS PORTLAND, S. A.—Murcia ... | Idem. | 60.000 | Denegada | — | — |
| 17 | FRANCISCO MARTÍNEZ CHUMILLA. — Aranda de Duero (Burgos) ... ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 100.000 | — | — | 100.000 |
| 18 | CEMENTOS FUERTEVENTURA. La Oliva, Fuerteventura (Canarias) ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 35.000 | Autorizada | — | 35.000 |
| 19 | CARMELO NAVARRO CANO.—Murcia ... ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 80.000 | íd. | — | 80.000 |
| 20 | CEMENTOS ALFA, S. A.—Mataporquera (Santander) ... ... ... | Ampliación de su fábrica. | 120.000 | — | — | 60.000 |
| 21 | IBERDUERO, S. A.—Salamanca. | Instalación de nueva fábrica 30.000 Tm. «clinker» y 45.000 de cemento. | 45.000 | — | — | 45.000 |
| 22 | PORTLAND VALDERRIVAS, C. M.—Vicálvaro (Madrid)... ... | Ampliación fábrica hasta 220.000 Tm. | 220.000 | — | — | 105.000 |
| 23 | FUERZAS HIDROELÉCTRICAS DEL SEGRE, S. A. — Oliana (Lérida) ... ... ... ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica obras hidráulicas. | 35.000 | Autorizada | En construcción | 35.000 |
| 24 | CEMENTOS SESTAO, A. H. V.—Galindo, Sestao (Vizcaya) ... ... | Ampliación de su fábrica 60.000 Tm. «clinker» y 120.000 Tm. cemento. | 180.000 | — | — | 144.000 |
| 25 | CEMENTOS REZOLA Y CEMENTOS PORTLAND, S. A., DE PAMPLONA. — Dueñas (Palencia) ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica. | 120.000 | Autorizada | — | 120.000 |
| 26 | CEMENTOS COSMOS, S. A.—Toral de los Vados (León) ... ... ... | Ampliación de su fábrica nuevo horno hasta 135.000 Tm. | 270.000 | — | — | 135.000 |
| 27 | PORTLAND IBERIA, S. A.—Castillejo (Toledo) ... ... ... ... ... | Ampliación de su fábrica nuevo horno hasta 75.000 Tm. | 135.000 | — | — | 75.000 |
| 28 | CARLOS AMIGÓ BARBERÁ.—Ceuta (Marruecos) ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica. | 10.000 | — | — | 10.000 |
| 29 | CARBONES DE BERGA, S. A.—Fígols, Las Minas (Barcelona). | Idem. | 100.000 | Autorizada | — | 100.000 |
| 30 | CEMENTOS DE BURGOS, S. A. Ibeas de Juarros (Burgos) ... ... | Idem. | 90.000 | — | — | 90.000 |
| 31 | SDAD. ANDALUZA CEMENTOS PORTLAND, S. A.—Morón de la Frontera (Sevilla) ... ... ... ... | Ampliación de su fábrica, de 49.000 a 75.000 Tm. | 75.000 | — | — | 26.000 |
| 32 | HIDROELÉCTRICA PUENTE de ANOZ, S. A.—Izurdiaga (Navarra) ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica. | 72.000 | — | — | 72.000 |
| 33 | CONFED. HIDROGRÁFICA DEL GUADALQUIVIR. — Villanueva del Río (Sevilla) ... ... ... ... | Idem. | 100.000 | Autorizada | En construcción | 100.000 |
| 34 | CONSTRUCCIONES HIDRÁULICAS Y CIVILES. — Puerto Real (Cádiz) ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 20.000 | — | — | 20.000 |





| | Peticionario Emplazamiento de la fábrica | Petición | Capacidad nominal año | Autorización | Estado actual | Aumento potencia producción |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 35 | JESÚS ALFARO y JOSÉ LUIS URENA.—Casas de Reina (Badajoz) ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Idem. | 50.000 | Autorizada | — | 50.000 |
| 36 | CÍA. VALENCIANA CEMENTOS PORTLAND, S. A. San Vicente S. Vicente de Raspeig (Alicante). | Ampliación de su fábrica, de 70.000 Tm. a 145.000 Tm. | 145.000 | — | — | 75.000 |
| 37 | SDAD. FINANCIERA Y MINERA. Palma de Mallorca (Baleares) ... | Instalación nueva fábrica. | 30.000 | — | — | 30.000 |
| 38 | SALVADOR PEDRO MUÑOZ.— Ribarroja (Valencia) ... ... ... ... ... | Idem. | 70.000 | — | — | 70.000 |
| 39 | CEMENTOS FRADERA, S. A.— Vallcarca (Barcelona) ... ... ... ... ... | Ampliación. | — | — | — | — |
| 40 | MATERIALES HIDRÁULICOS GRIFFI. — Villanueva y Geltrú (Barcelona) ... ... ... ... ... ... ... ... | Ampliación horno y recuperación calor. | 60.000 | Autorizada | En construcción | 30.000 |
| 41 | CEMENTOS MOLÍNS, S. A.—Molíns de Rey (Barcelona) ... ... | Ampliación horno. | 30.000 | íd. | En marcha | 30.000 |
| 42 | SDAD. GAD-HISPALENSE.—Lebrija (Sevilla) ... ... ... ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica. | 100.000 | — | — | 100.000 |
| 43 | SDAD. METALÚRGICA DURO-FELGUERA.—Peña-Rubia (Oviedo) ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | Instalación nueva fábrica cemento metalúrgico. | 45.000 | Autorizada | — | 45.000 |
| 44 | ANDRÉS MÍNGUEZ HERRANZ. Carbonero el Mayor (Segovia)... | Instalación nueva fábrica. | 60.000 | — | — | 60.000 |
| 45 | JUAN CASALS CARDONA. — Castellgalí (Barcelona) ... ... ... | Idem. | 30.000 | — | — | 30.000 |

Excusamos todo comentario sobre estos últimos aspectos de la cuestión, aunque se presta su análisis a las más profundas consideraciones sobre el porvenir del cemento «Portland», en evitación de situaciones dificultosas para esta industria.

## CAUSAS Y REMEDIOS A LA FALTA DE CEMENTO

De cuanto antecede, se deduce claramente que la insuficiencia de disponibilidades de cemento en el mercado es consecuencia únicamente de la marcha intermitente y reducida de las fábricas, por falta de combustible, en unas, y de éste y de energía eléctrica, en las más, sin mencionar otras causas indirectas o secundarias, como son la falta de fletes, escasez de elementos metálicos, saquerío, etc., en algunos momentos.

La cifra de producción necesaria para alcanzar el consumo medio anual de 100 Kgs. por habitante, es inferior a las posibilidades prácticas de las instalaciones existentes en España.

No es fácil, además, llegar a dicho consumo en un futuro próximo, según se desprende del análisis del mercado que antecede, y, por ello, estimamos improcedentes cuantas indicaciones hacen quienes desconocen el problema a fondo, en el sentido de la necesidad del montaje de nuevas fábricas de cemento en España. Debe procederse con cautela en las ampliaciones, para evitar daños a la economía nacional.

Puede alegarse que existen zonas indotadas, en cuanto a producción de cemento, y que en ellas resulta el material a precios prohibitivos, a causa de los transportes; casos del Sur (en parte) y de la parte occidental de la Península.





Podría, en todo caso, pensarse en una redistribución de algunos de los elementos de producción.

Al hacerse los estudios definitivos de los emplazamientos, en cuanto a gastos de transporte se refiere, creemos deberá tenerse en cuenta que, si bien un emplazamiento próximo a una cuenca carbonífera disminuye el precio del transporte de carbón, y, por consiguiente, el de coste en fábrica del producto, la proximidad de los centros de consumo ahorra transportes de cemento, en la proporción aproximada de 1 Tm. de carbón por 3 Tm. de cemento, de modo que puede resultar más económico el de cemento en destino, aunque el coste en fábrica sea mayor, para un emplazamiento convenientemente situado, respecto al mercado.

No olvidemos, sin embargo, las grandes posibilidades de zona económica de distribución de las fábricas actualmente existentes y su gran potencia de producción, sobre todo, en épocas en que, por poder trabajar sin trabas, el mercado inmediato no absorbe, ni con mucho, su producción.

Creemos que la adopción definitiva de cualquier nuevo emplazamiento debe ser efectuada después de detenido estudio de la cuestión, que, en el que por haber tenido en cuenta todos los factores que contribuyen a determinarlo, sea garantía para evitar aparentes mejoras de zonas, con sacrificio de la economía general.

Entre las varias solicitudes presentadas en estos últimos años para la instalación de nuevas fábricas, figuran las de «Cementos Cosmos, S. A.», para el traslado parcial de su fábrica de Toral de los Vados a Valladolid, y otra de «Iberduero, S. A.», para la instalación de una fábrica en Salamanca. De ellas creemos más acertado el primer proyecto, pues, a su mejor situación respecto a zona deficitaria, se agrega la ventaja de no representar aumento de instalaciones, si, efectivamente, se trata de traslado de elementos.

En la zona Sudoeste se han solicitado, y están ya autorizadas, dos nuevas instalaciones en Villanueva del Río (Sevilla) y en Casas de la Reina (Badajoz), de 72.000 y 50.000 Tm., respectivamente.

Los emplazamientos a que se refieren estas solicitudes corresponden, precisamente, a los lugares que de modo aproximado indicábamos como más convenientes en nuestro estudio del año 1945 a que antes hicimos alusión. Sería de desear que a esta circunstancia se agregara la posibilidad de efectuar esas instalaciones a base de traslados de elementos sobrantes en otras zonas, y, desde luego, con un mínimo de garantías de que cuentan con las materias primas y con elementos de toda clase, necesarios para su buen funcionamiento y sin mermar los ya escasos de que disponen las fábricas actualmente instaladas.

Recientemente se ha autorizado el desmantelamiento de la fábrica de Cemento Asland, S. A., de Bilbao, en condiciones que, aunque no hemos de juzgar por la intervención directa que en ello hemos tenido, estimamos del más alto interés para la economía nacional, puesto que su maquinaria va a ser distribuída entre otras dos fábricas que verán asegurada su producción. La primera para la fábrica de Moncada, adonde se traslada un equipo termoeléctrico que ha de contribuir a paliar las restricciones eléctricas, y la otra a la fábrica de Córdoba, en zona deficitaria y de producción, donde se instalará el horno rotatorio procedente de Bilbao y verá aumentada su producción.

## ALGUNAS CONSIDERACIONES SOBRE LA DISTRIBUCIÓN DEL CEMENTO

No queremos terminar este estudio sin hacer alusión a la posibilidad de mejorar la situación actual con una distribución más equitativa del cemento, que, a pesar de la buena disposición de la Delegación del Gobierno en la Industria del Cemento, se ve forzada por las exageradas demandas de los organismos oficiales y que da origen a la enorme escasez que padecen las obras de tipo particular, con el consiguiente maleamiento del comercio al detalle, a pesar de las medidas coercitivas que se toman para evitarlo.

La intervención en el destino definitivo de los envíos de cemento sería buen complemento del que lleva a cabo la citada Delegación en las salidas de fábrica.

Creemos necesaria también la adopción de medidas que realmente estimulen las obras particulares, si queremos alcanzar el consumo de 100 Kgs. por habitante que, como antes hemos demostrado, puede ser perfectamente atendido por las actuales instalaciones.

Las fábricas de cemento han ido trabajando a poco más de un 50 % de la capacidad de producción (con





ligera mejora en los años últimos), y la demanda de cemento, sobre todo, en el último de ellos, más bien tiende a la baja ante la iniciación de la crisis económica general (no española, sino mundial) (1).

Por el momento, los pedidos oficiales se mantienen, pero no es seguro que el Estado pueda seguir invirtiendo en los presupuestos para obras cantidades tan importantes como las hasta ahora consignadas, si no logramos elevar la tónica de la economía general del país, y, en todo caso, probablemente lo hará en aquellos aspectos que afectan más directamente al desarrollo de las obras utilitarias, prescindiendo o retrasando el ritmo en las obras suntuarias que tan ampliamente se habían emprendido en los momentos de pleno desarrollo de las actividades económicas.

Esta tendencia es general, pues es bien sabido que, después de un período de enorme demanda de toda clase de artículos, desde hace unos meses los países exportadores sufren una crisis de pedidos correspondiente al empobrecimiento de la mayor parte de las economías europeas después de la guerra y a la dificultad de los sistemas de pago en divisas, aparte del encarecimiento que están produciendo en los precios las convulsiones sociales y los continuos aumentos de jornales. (Véase el caso de Inglaterra, Bélgica, Italia, etcétera.)

(1) Desde hace algunos meses han cesado las demandas de posibilidades de exportación de todos los países del mundo, que hasta entonces recibían, casi a diario, todos los fabricantes.

*RESUMEN*

Todas nuestras anteriores observaciones podemos resumirlas, diciendo:

1.º En España contamos con instalaciones en las fábricas de cemento para cubrir un consumo de 100 kilogramos por habitante y año.

Para llegar a esta producción sólo se necesita facilitar los suministros adecuados de carbón, energía eléctrica y materiales metálicos. No son imprescindibles nuevas instalaciones.

El Estado debería facilitar la importación de maquinaria y de medios auxiliares, instalaciones de recuperación de gases, motores eléctricos, aparatos de elevación y descarga, etc., que mejoren el equipo de las fábricas existentes y, por consiguiente, sus condiciones de explotación.

2.º Para alcanzar el consumo de 100 Kgs. por habitante y año, es necesario contar con posibilidades económicas y financieras que permitan al Estado mantener con el ritmo preciso sus obras y estimular eficientemente la iniciativa particular.

Hasta que estos objetos sean alcanzados, creemos tener unos años por delante, y entendemos que entonces habrá llegado el momento de llevar a cabo los proyectos de nuevas instalaciones.

3.º Hay que ayudar desde ahora a la industria constructora de maquinaria para que pueda cooperar a dichos proyectos con la fabricación de los elementos necesarios para ello, y limitar las importaciones, hoy imprescindibles y prohibitivas por sus precios y falta de divisas.

# *ANEXO*

# Producción Mundial de Cemento

## *PRÓLOGO*

En lo que se refiere a datos estadísticos de producción y ventas, hemos observado disparidad, a veces notable, entre las cifras consignadas en la labor de conjunto que, en este aspecto, venían realizando los servicios estadísticos de la Sociedad de Naciones, continuados hoy día por los de las Naciones Unidas, y los directamente facilitados por organismos oficiales, profesionales y revistas técnicas de los diferentes países. Las estadísticas citadas tampoco comprenden la totalidad de los países, y en las últimas publicadas notamos la falta de muchos de ellos en que la industria del cemento tiene relativa importancia.

También observamos que no existe la unanimidad debida en el alcance con que los distintos países aplican la calificación de cementos, pues, mientras en unos se refieren solamente al cemento «portland» y otros artificiales, en otros abarcan hasta los cementos naturales.





La actual situación del mundo dificulta aún más el estudio de esta cuestión. Muchos países han sufrido transformaciones en los límites de sus territorios, han pasado por las vicisitudes de una tremenda guerra y las inherentes al estado anormal de la relativa paz que la ha seguido. Otros han quedado, en Europa y Asia, tras el llamado «telón de acero», por el que no se filtran ni siquiera noticias de orden técnico que merezcan las debidas garantías de veracidad.

Comprendemos que los actuales momentos no son los más apropiados para llevar a cabo, con buen éxito inicial, un trabajo estadístico perfecto, pero como también consideramos que nunca esta clase de trabajos pueden tener el carácter de definitivos, sino que han de ser objeto de constantes ampliaciones y rectificaciones si se quiere tenerlos al día, y como principio quieren las cosas, nos hemos decidido a afrontar la cuestión confiados en que, si bien la primera edición ha de tener muchos defectos y contar con muchas omisiones, una constante atención y, principalmente, la colaboración que puedan prestarnos nuestros colegas del extranjero, habrán de ir sucesivamente perfeccionando el presente trabajo. Contra el criterio de Disraeli, confiamos en la utilidad de las estadísticas, aunque no sean perfectas.

Hemos llevado a cabo un ligero estudio de conjunto de la industria mundial, dividiéndola en las cinco demarcaciones geográficas y, de cada una de ellas, el más detallado posible, dentro de los datos que poseemos y de los límites de espacio con que contamos, de lo referente a cada país en particular.

En cuanto a cifras, se notarán las discrepancias que hemos indicado antes y que hemos creído preferible conservar, como comprobación de nuestras manifestaciones y en nuestro deseo de no introducir modificaciones por nuestra cuenta.

Como complemento gráfico insertamos unos mapas en que puede apreciarse la distribución de las fábricas en cada una de las cinco partes del mundo.

Si, en un futuro próximo, nuestro trabajo puede alcanzar el máximo perfeccionamiento y la extensión suficiente para abarcar los datos de todos los factores que integran la industria, veríamos colmados nuestros deseos. Si no pudiéramos llegar a ello, nos daríamos también por satisfechos si él pudiera servir de estímulo para que entidades o personas más capacitadas y con más amplios medios de información, pudieran ofrecernos lo que nosotros no hayamos sido capaces de alcanzar.

No queremos terminar esta nota sin expresar nuestro agradecimiento a cuantos amigos españoles y extranjeros nos han proporcionado datos e informaciones para nuestro trabajo, cuyo origen hay que buscar en la intensa labor llevada a cabo, en la Cátedra de «Estudio de la Producción Nacional, Geografía y Comercio», que tenemos el honor de explicar en la Escuela de Ingenieros Industriales de Barcelona, por los alumnos de la misma, hoy ya ingenieros industriales, don José María Sandoval y don Patricio Palomar Llovet, quienes, con su entusiasmo y juventud, bucearon en nuestros archivos hasta alcanzar resultados que nosotros mismos no sospechábamos obtener. Más tarde, requiriendo la colaboración de otros amigos, hemos llegado a presentar a nuestros lectores el actual trabajo, gracias, especialmente, a las informaciones y colaboraciones de los señores Kirkegaard, Massart, Mendicuti y Chof-fat. A todos muchas gracias.

P. P. C.

## PRODUCCIÓN MUNDIAL DE CEMENTO

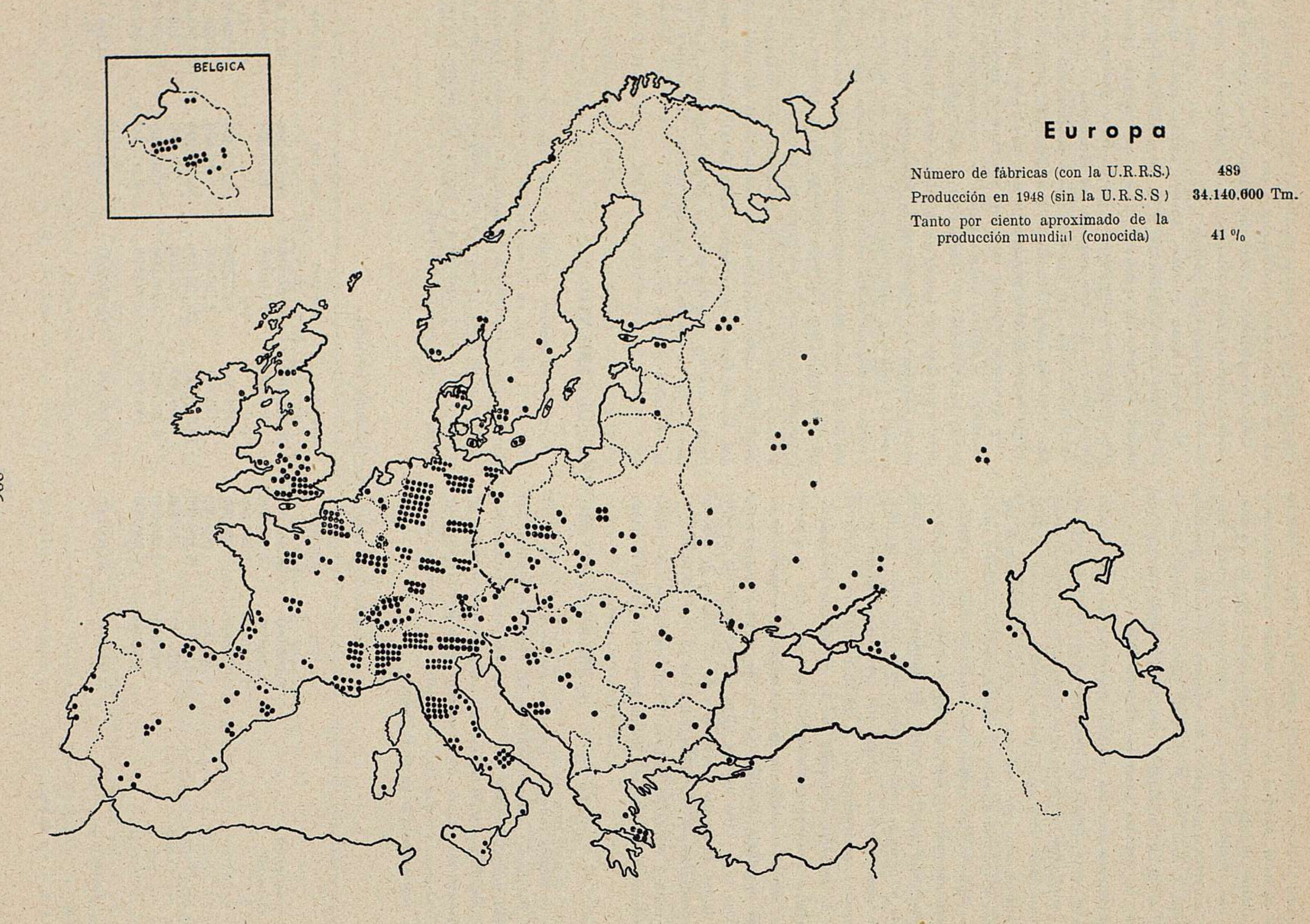
Como ya hemos indicado, los datos estadísticos de la Sociedad de Naciones, posteriormente de las Naciones Unidas, son los únicos que conocemos que nos pueden permitir una comparación de cifras capaz de dar idea de conjunto, aunque no lo suficientemente exacta, del desarrollo de la producción mundial de cemento, ya que han de tenerse en cuenta los defectos que hemos anotado en el Prólogo.

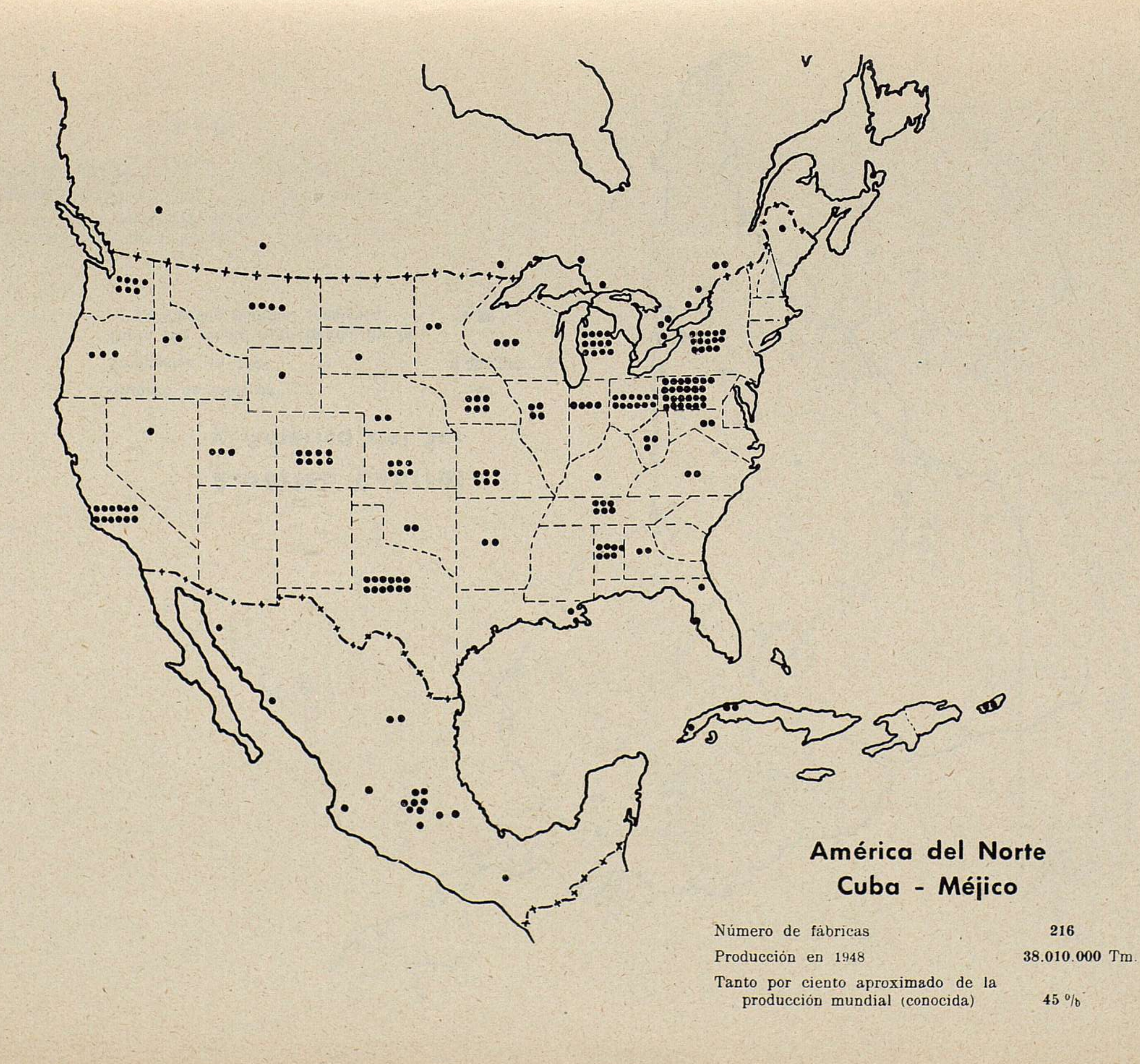
Partimos en nuestro estudio de los datos referentes al año 1929, en el que ya, en la mayoría de los países, había adquirido suficiente desarrollo la industria del cemento. Insertamos después los de 1938, por ser los más completos que hemos encontrado del período anterior a la guerra. Por último, hacemos figurar los del período 1945-1948.

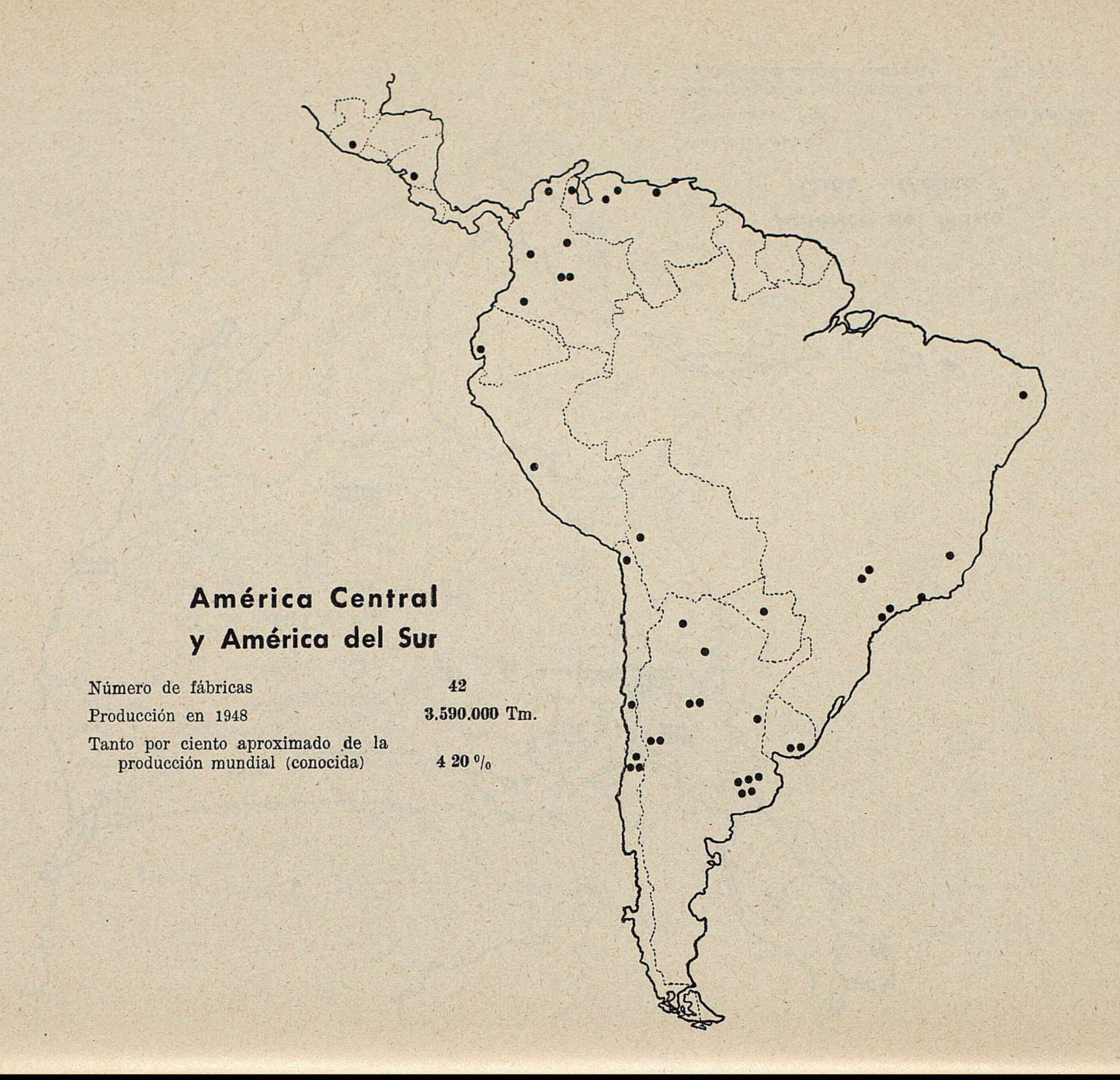
*Producción mundial en toneladas métricas*

| | Año 1929 | Año 1938 | Año 1945 | Año 1946 | Año 1947 | Año 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Europa Occidental... ... ... ... | 29.000.000 | 40.500.000 | 10.429.100 | 20.990.400 | 26.717.300 | 32.311.400 |
| Europa Oriental... ... ...... ... | 4.300.000 | 5.000.000 | 396.000 | 1.516.800 | 1.714.800 | 1.824.000 |
| U. R. S. S. ... ... ... ... ... ... | 2.290.000 | 5.700.000 | s/d | s/d | s/d | s/d (1) |
| Asia ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.700.000 | 8.000.000 | 3.624.700 | 3.273.200 | 3.652.400 | 4.886.900 |
| África... ... ... ... ... ... ... ... | 360.000 | 1.600.000 | 1.723.200 | 2.139.000 | 2.361.600 | 2.626.100 |
| América del Norte... ... ... ... | 31.430.000 | 19.160.000 | 18.876.000 | 29.772.000 | 33.708.000 | 37.284.000 |
| América del Centro ... ... ... | 225.000 | 374.000 | 960.300 | 764.400 | 735.600 | 760.800 |
| América del Sur ... ... ... ... | 730.000 | 2.600.000 | 3.233.900 | 3.090.000 | 3.447.600 | 3.559.000 |
| Oceanía ... ... ...... ... ... | 920.000 | 1.086.000 | 943.200 | 964.800 | 1.117.200 | 1.242.000 |
| *Totales* ... ... ... ... | 74.900.000 | 84.000.000 | 40.186.400 | 62.510.600 | 73.454.500 | 84.494.200 |

(1) s/d = sin datos.


BELGICA
Europa
Número de fábricas (con la U.R.R.S.) 489
Producción en 1948 (sin la U.R.S.S) 34.140.000 Tm.
Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) 41 %


América del Norte
Cuba - Méjico
Número de fábricas 216
Producción en 1948 38.010.000 Tm.
Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) 45 %

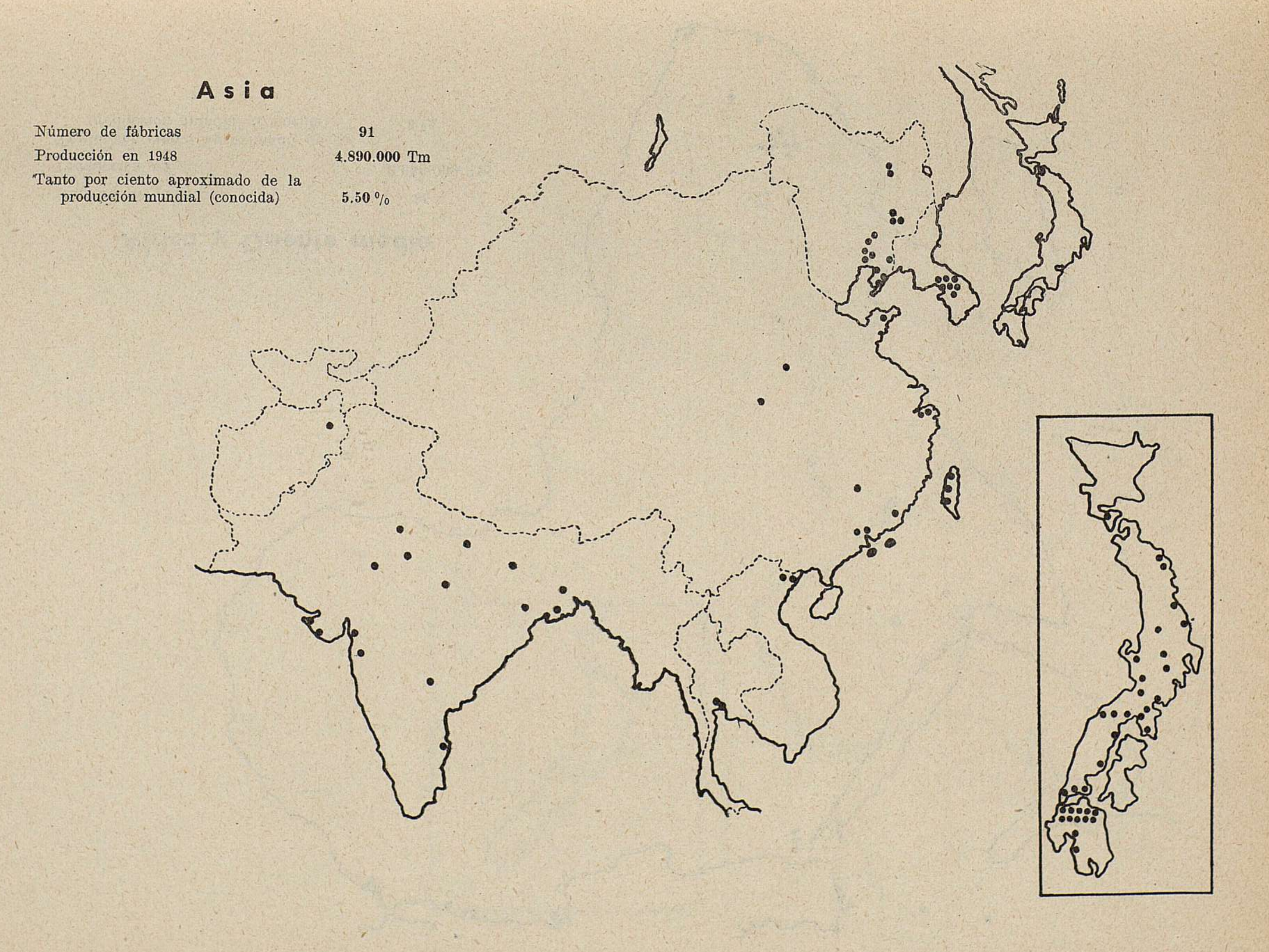


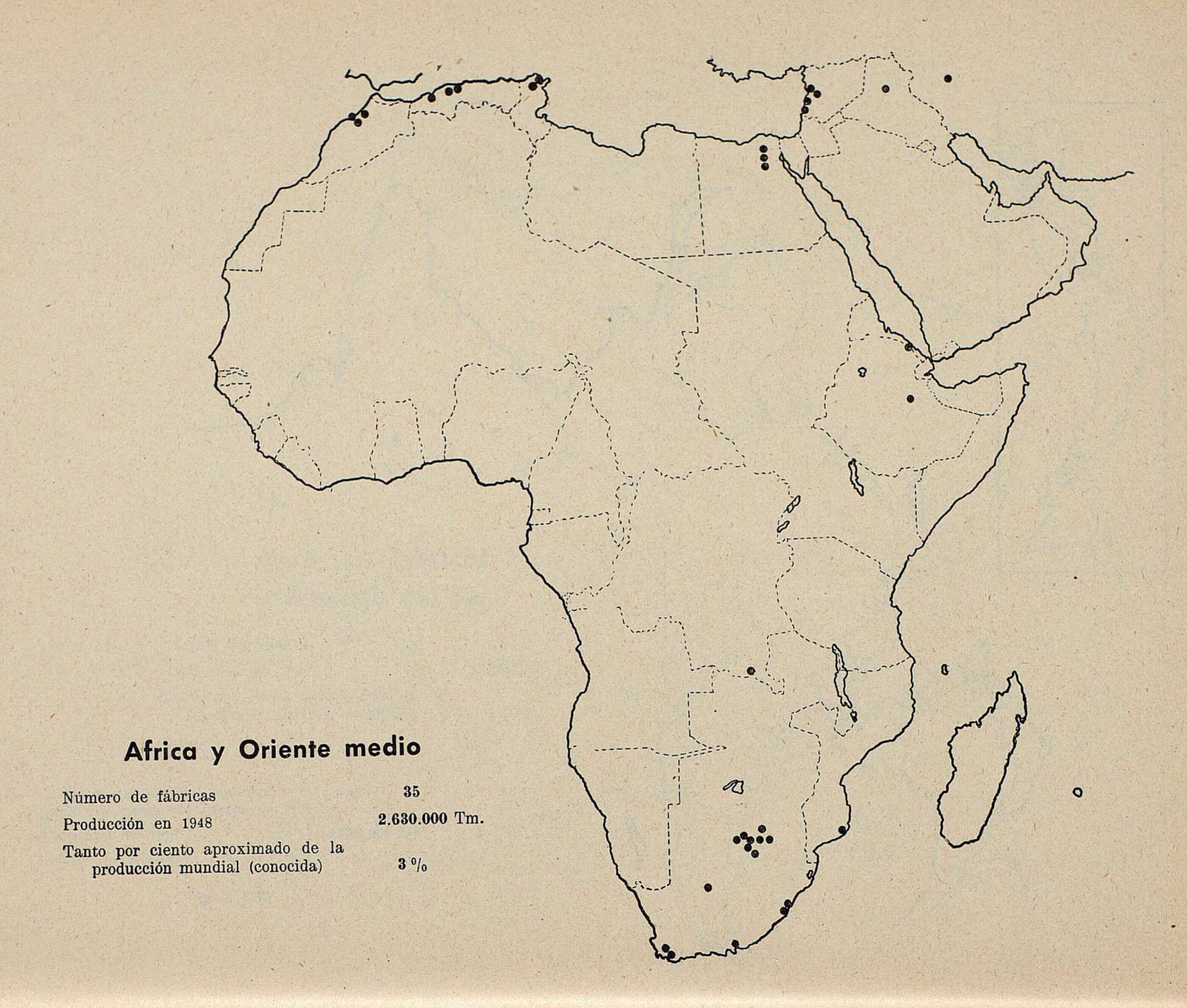
## América Central y América del Sur

| | |
|---|---|
| Número de fábricas | 42 |
| Producción en 1948 | 3.590.000 Tm. |
| Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) | 4 20 % |

## Asia

| | |
|---|---|
| Número de fábricas | 91 |
| Producción en 1948 | 4.890.000 Tm |
| Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) | 5.50 % |



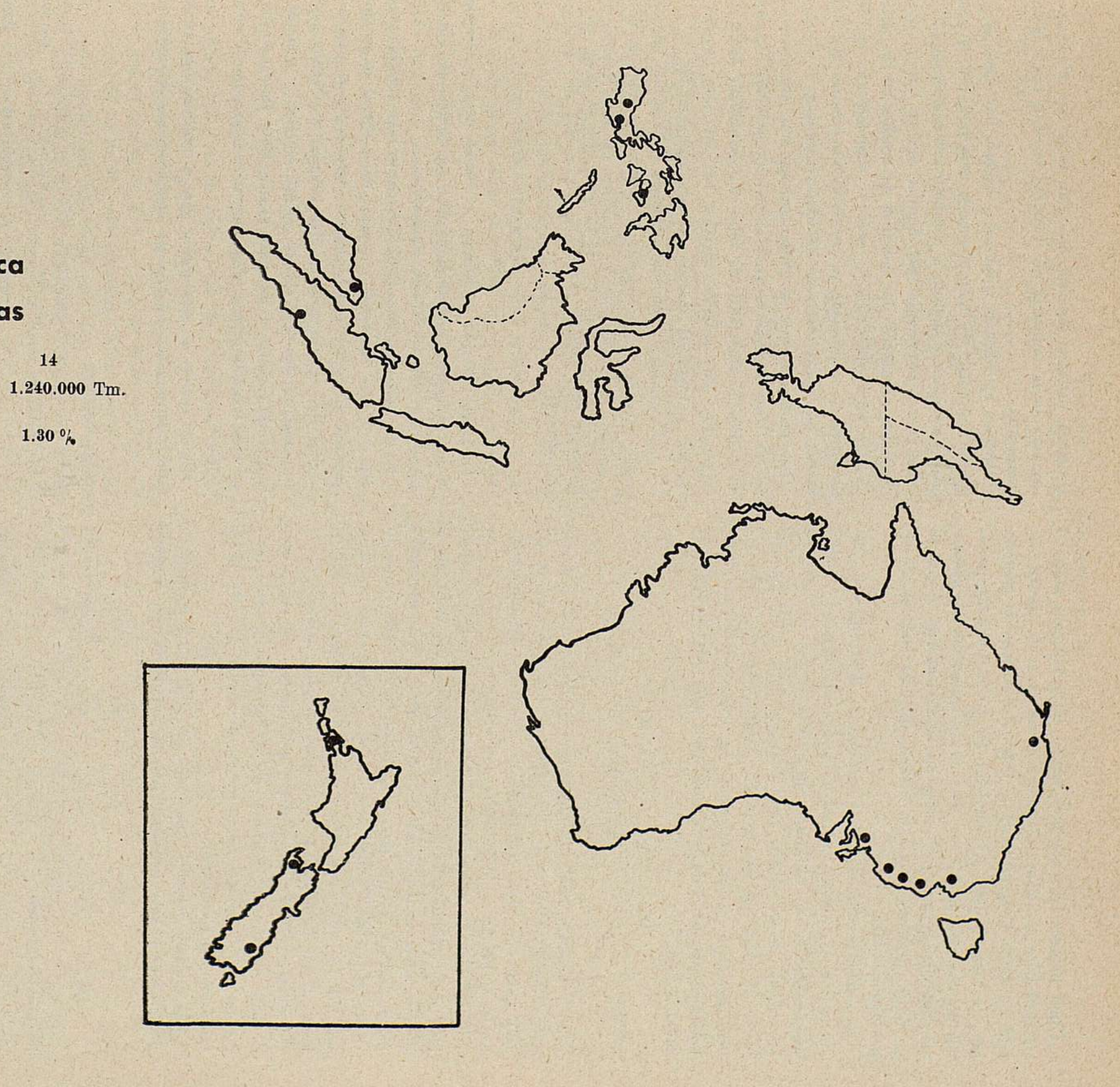


## Africa y Oriente medio

| | |
|---|---|
| Número de fábricas | 35 |
| Producción en 1948 | 2.630.000 Tm. |
| Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) | 3 % |

## Oceanía
## Filipinas - Malaca
## Indias Holandesas

| | |
|---|---|
| Número de fábricas | 14 |
| Producción en 1948 | 1.240.000 Tm. |
| Tanto por ciento aproximado de la producción mundial (conocida) | 1.30 % |



Como indican las anteriores cifras, la producción mundial en 1948 llega a alcanzar la obtenida antes de la guerra. La falta de datos de la U. R. S. S. y las que después se observarán, de varios países, al establecer los de las distintas partes del mundo, nos hace creer que en la actualidad la producción mundial de cemento rebasa los 90.000.000 Tm., y que en un futuro próximo es posible alcance los *cien millones de toneladas métricas.*

Las distintas circunstancias en que se desarrollan las industrias de los diversos países no nos permiten hacer grandes consideraciones de conjunto. En Europa y Asia se observan los efectos de la pasada contienda, como ya indicaremos al tratar de ellas con más detalle; África, América y Oceanía han aumentado considerablemente su producción en el mismo período, contribuyendo a la nivelación que antes hemos indicado.

## EUROPA

Poco podemos decir de modo general del conjunto de los países europeos, pues su diversidad de características es tan acentuada, que hace casi imposible referirse a la unidad Europea, al hablar de la industria del cemento.

Toda clase de yacimientos minerales, densidades de población muy distintas, caracteres opuestos de sus poblaciones, distinto adelanto industrial, etc., etc., unida a la existencia de nacionalidades antiquísimas con culturas y lenguas muy diversas, hacen de Europa un mosaico de colores tan distintos, que vale la pena detenerse en un estudio, aunque sea por encima, de los problemas y situaciones en cada país

Podemos afirmar, sin embargo, que Europa ha sabido estar en todo momento a la altura que le corresponde, como parte del mundo de donde salió, indiscutiblemente, la idea de la fabricación del cemento.

Las muchas patentes y métodos de fabricación europea, la maquinaria pesada necesaria para la industria con nombres alemanes, daneses, ingleses, etc., dan fe de los adelantos conseguidos en la industria del cemento en esta parte del viejo continente.

Además, en tiempos normales, e incluso hoy, después de la guerra, los países de todo el mundo deficitarios en su producción, consumían y vuelven a consumir cemento europeo.

La guerra ha pasado por Europa con su cortejo de destrucciones y miserias. La industria de muchas de sus naciones ha sido seriamente dañada, pero el emprendedor espíritu de los europeos ha iniciado ya contra viento y marea una recuperación, que hace pensar en un futuro optimista.

Los problemas que se presentan son muy grandes, y algunos de ellos comunes a gran número de naciones. La escasez de medios de transporte, la falta de combustible como secuela de ello, con conflictos sociales, etc., etc., son factores que tienden a frenar la marcha de esta recuperación.

Como estímulo, la enorme demanda de cemento que se necesita para la reconstrucción de pueblos y ciudades enteros.

A todo ello habremos de referirnos en este trabajo, al estudiar el estado de la industria del cemento en las principales naciones.

* * *

La actual división de Europa, al Occidente y al Oriente del «telón de acero», nos obliga a una separación, en dos zonas, del estudio relativo a este continente.

De las naciones situadas al Occidente van teniéndose datos cada vez más concretos y veraces de la situación en que ha quedado la industria del cemento después de la pasada contienda. Por el contrario, de las situadas al Oriente pocos o ningunos son los que hemos podido obtener, y tenemos que limitarnos en ellas a los referentes a 1938. De la misma Rusia sólo fragmentariamente se tienen noticias, aun de antes de la guerra.

En el cuadro de producción que a continuación insertamos hemos introducido ya algunas modificaciones de cifras y he-

*Producción en toneladas métricas*

| *Europa Occidental* | Año 1929 | Año 1938 | Año 1945 | Año 1946 | Año 1947 | Año 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Alemania ... ... ... ... ... ... | 7.206.000 | 15.600.000 | | 2.592.000 | 3.000.000 | 5.580.000 |
| Austria ... ... ... ... ... ... | 600.000 | 650.000 | | 387.600 | 280.800 | 721.200 |
| Bélgica ... ... ... ... ... ... | 3.248.000 | 2.911.000 | 648.000 | 1.884.000 | 2.604.000 | 3.336.000 |
| Dinamarca... ... ... ... ... ... | 799.000 | 640.000 | 219.600 | 501.600 | 643.200 | 763.200 |
| España ... ... ... ... ... ... | 1.820.000 | 592.000 | 1.557.600 | 1.815.300 | 1.841.900 | 1.866.800 |
| Francia ... ... ... ... ... ... | 5.787.000 | 4.121.000 | 1.512.000 | 3.372.000 | 3.852.000 | 5.376.000 |
| Grecia ... ... ... ... ... ... | 155.000 | 308.000 | 54.800 | 102.000 | 165.000 | 288.000 |
| Holanda ... ... ... ... ... ... | — | 456.000 | 254.400 | 403.200 | 519.600 | 589.200 |
| Inglaterra ... ... ... ... ... ... | 4.766.000 | 7.900.000 | 4.116.000 | 6.684.000 | 7.044.000 | 7.440.000 |
| Irlanda... ... ... ... ... ... | — | 110.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Italia ... ... ... ... ... ... | 3.497.000 | 4.587.000 | s/d | s/d | 3.500.000 | 3.500.000 |
| Noruega ... ... ... ... ... ... | 319.000 | 332.000 | s/d | 436.000 | s/d | 525.000 |
| Portugal ... ... ... ... ... ... | 74.000 | 268.000 | 262.800 | 330.000 | 427.200 | 496.800 |
| Suecia ... ... ... ... ... ... | 570.000 | 993.000 | 1.213.200 | 1.461.400 | 1.550.400 | 1.489.200 |
| Suiza ... ... ... ... ... ... | 620.000 | 589.000 | 293.100 | 696.100 | 944.800 | — |
| Turquía ... ... ... ... ... ... | 65.000 | 287.000 | 297.600 | 325.200 | 344.400 | 340.000 |
| *Totales* ... ... ... ... | 29.526.000 | 40.344.000 | 10.429.100 | 20.990.400 | 26.717.300 | 32.311.400 |

*Producción en toneladas métricas*

| *Europa Oriental* | Año 1929 | Año 1938 | Año 1945 | Año 1946 | Año 1947 | Año 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Bulgaria ... ... ... ... ... ... ... | 151.000 | 194.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Checoeslovaquia ... ... ... ... | 809.000 | 1.459.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Estonia ... ... ... ... ... ... ... | 62.000 | 79.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Finlandia ... ... ... ... ... ... ... | 278.000 | 500.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Hungría ... ... ... ... ... ... ... | 403.000 | 395.000 | s/d | 112.800 | 190.800 | s/d |
| Letonia ... ... ... ... ... ... ... | 40.000 | 155.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Polonia ... ... ... ... ... ... ... | 2.055.000 | 1.719.000 | 396.000 | 1.404.000 | 1.524.000 | 1.824.000 |
| Rumania ... ... ... ... ... ... ... | 317.000 | 532.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| U. R. S. S. ... ... ... ... ... | 2.290.000 | 5.700.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Yugoslavia ... ... ... ... ... ... | 808.000 | 712.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| *Totales* ... ... ... ... | 7.213.000 | 11.445.000 | — | — | — | — |

mos completado los datos de las estadísticas de la S. de N. y de la O. N. U. con los obtenidos de fuentes directas de los distintos países.

Hemos incluído a Turquía en Europa porque, aunque en ella sólo tenga la más pequeña parte de su territorio, su economía está más relacionada con la de Europa que con la de Asia. Dentro de Europa la hemos clasificado, en unión de Grecia, en el grupo Occidental, ya que en la actualidad esta palabra tiene un mayor alcance político y económico que geográfico.

Examinando las cifras del grupo Occidental vemos que, no obstante el avance conseguido en las de producción por la mayoría de los países, en relación con las de 1938, la total de esta parte de Europa es muy inferior a la de dicho año. Esos avances no han podido contrarrestar la pérdida de unos 10.000.000 Tm. sufridas por la producción de la industria del primer país productor del continente, Alemania. Ello justifica, sin mayores aclaraciones, la escasez de cemento que se sufre, y precisamente en momentos en que, por tener que rehacer tantos destrozos de guerra, aún la producción de 1938 hubiera resultado insuficiente.

No consideramos propio de este lugar hacer las consideraciones a que el asunto se presta, pero no podemos dejar de advertir que no en balde puede hacerse tabla rasa de unos valores que, aunque en otro orden de cosas puedan merecer distintas apreciaciones, en el económico e industrial tienen importancia incalculable. El destruir la base, en estos aspectos, del equilibrio de todo un continente ha de llevar consigo, fatalmente, el padecer las consecuencias durante largo plazo de tiempo.

Por lo que afecta al grupo Oriental, la elocuente escasez de datos que se observa nos impide hacer toda clase de deducciones.

Europa Occidental

## ALEMANIA

Al estudiar la industria alemana del cemento hemos de referirnos, naturalmente, al período anterior a la guerra, ya que, después de 1940, se carece de datos suficientes para ello.

Ocupaba Alemania en el mundo el segundo lugar en capacidad de producción, con sus 22 millones de toneladas anuales, lo que representaba 201 Kg. por habitante.

En el año 1927, dicha capacidad de producción se estimaba en unos 12.000.000 Tm., lo que supone un aumento de un 60 % en el período 1927-1940. Esta producción estaba distribuída entre 175 fábricas, de las cuales 130 se dedicaban a la fabricación de cemento portland y, el resto, a otras clases de aglomerantes.

Las principales agrupaciones de fábricas radicaban en las zonas de: Rhin, Westfalia, Hannóver y Silesia. Seguían en importancia las de: Hamburgo, Halle, Stuttgart-Ulm, Stettin, Nuremberg y Berlín.

El 80 % de la producción era fabricada en hornos rotatorios, y el 20 % restante en hornos verticales. La capacidad media tipo de las fábricas alemanas era de 125.000 Tm. anuales.

Las ventas realizadas en diferentes años antes de la guerra se insertan a continuación (en miles de toneladas métricas):

| *1927* | *1928* | *1931* | *1932* | *1933* | *1934* |
|---|---|---|---|---|---|
| 7.560 | 6.700 | 3.700 | 2.820 | 3.520 | 6.625 |

| *1935* | *1936* | *1937* | *1938* | *1939* |
|---|---|---|---|---|
| 8.807 | 11.689 | 12.605 | 15.600 | 16.200 |

Como puede observarse, en el año 1927 el aprovechamiento de la capacidad de producción fué del 63 %, y descendió notablemente en el período 1931-1933. A partir de esta fecha se inició la recuperación, con motivo de la política de realización de grandes obras (especialmente, autopistas), y llegó, en 1939, al 80 %. Durante este último período se intensificaron las exportaciones, no obstante el consumo interior, y llegó a alcanzar casi las 500.000 Tm. anuales.

En el año 1940, ya en guerra, aún alcanzaron las ventas la cifra de 13.300.000 Tm., y bajó el coeficiente de aprovechamiento al 60 % a consecuencia de las restricciones que las necesidades de la industria de guerra impuso a la industria del cemento.

A partir de esta fecha se carece de datos de producción y venta (así como del verdadero estado de la industria del ce-





mento, muy mermada en su capacidad de producción por las destrucciones de la guerra), hasta los publicados en el último boletín de Estadística de las Naciones Unidas, que son los siguientes para las zonas de ocupación occidentales:

| *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|
| 2.592.000 | 3.000.000 | 5.580.000 |

En ellos se observa progresivo aumento; se consideran muy estimables estas cifras, referidas sólo a la parte de territorio indicada, dadas las dificultades que presentaron las destrucciones de la guerra y la situación actual del país.

El capital que representaba la industria alemana del cemento, antes de la guerra, era de unos 600 millones de R. M.

Ocupaba a unos 30.000 trabajadores, bajo la dirección de unos 600 ingenieros y químicos.

El enorme desarrollo experimentado queda comprobado considerando que en 1925 el capital era aproximadamente de sólo 300 millones de R. M. y, en cambio, ocupaba a unos 40.000 obreros. Se ve, pues, que hubo enorme crecimiento del capital total, así como de su capacidad productora, lo que significa un verdadero «récord» para una industria, si se tiene en cuenta que dicho crecimiento duplicó la capacidad en el breve espacio de tiempo de 1934 a 1941.

Al alto nivel científico e industrial que puso a Alemania entre las primeras naciones del mundo, a la capacidad organizadora de sus técnicos, a la existencia de una potente industria siderúrgica y productora de las grandes unidades que la industria del cemento requiere, a la facilidad que suponía el consumir combustible nacional de alta calidad (los nombres de Silesia y del tan debatido Ruhr hablan por sí solos de la riqueza carbonífera alemana), son otras tantas causas que determinaron el auge a que nos referimos.

La «Asociación de Fabricantes Alemanes de Cemento Portland» («Verein Deutscher Portland-Cement-Fabrikanten») se ha ocupado en todo tiempo, con el mayor interés y actividad, de que lleguen a la industria los beneficios de cuantos trabajos y experimentos se realicen, no sólo en el país, sino en el mundo entero. Sus Asambleas Generales revestían la importancia de verdaderos Congresos. Es muy interesante la labor desarrollada por el laboratorio de la misma, bajo la dirección del Dr. G. Haegermann.

Las normas alemanas sobre el cemento y derivados, se hallan incluídas en la normalización general que, bajo el conocido anagrama DIN, efectuaba el «Comité de Normas Alemanas» (DNA), y son las siguientes:

DK 691.54; 666.94
DIN - 1164 Cemento Portland
Cemento Ferro-Portland
Cemento de Escorias

publicadas en «Cemento» en julio de 1942 (publicadas también por Editorial Balzola, Bilbao) (1).

Conocemos las importantes revistas especializadas «Zement» y «Tonindustrie Zeitung», que han dado la pauta durante mucho tiempo en materia de documentación cementera.

No podemos dejar de mencionar la gran industria alemana productora de todo el material pesado para montaje y conservación de fábricas de cemento: hornos, molinos, trituradoras, etc., etc.

En todo el mundo son conocidas las firmas «Miag», «Polysius», «Fellner & Ziegler», «Krupp», «Humboldt», etc., etc., muchas de las cuales tenían oficinas técnicas encargadas de resolver cualquier problema de instalación que se pudiera presentar en una fábrica de cemento.

Esperamos que en un próximo futuro, una vez pacificada la ola de odios y rencores que ha envuelto al mundo, la industria alemana del cemento volverá a ocupar el puesto que en él había ganado, gracias a su persistente esfuerzo.

De su iniciada recuperación industrial, es un dato prometedor el que Brasil importa de nuevo cemento alemán, aunque sea de la zona dominada por los rusos.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

*Norddeutscher Zement-Verband G. m. b. h.—Berlín-Wilmersdorf*

*Centros de ventas de Berlín-Wilmersdorf:*

«Adler» Deutsche Portland-Zement-Fabrik, Actien Gesellschft Berlín N. W. 7, Friedrichstr, 100. Fábrica: *Rüdersdorf.*
Portland-Zement-Fabrik - Rüdersdorf, R. Guthmann Jeserich-Rüdersdorf. Fábrica: *Rüdersdorf.*
Rittergrut Rüdersdorf G. m. b. H. Rüdersdorf Post. Tasdorf i. M. Fábrica: *Rüdersdorf.*

*Centros de ventas de Stetin:*

Pommerscher Industrie-Verein a. A. Stettin. Fábricas: *Lebbin i. Pomm, Wolgast.*
Portland-Zementfabrik «Stern» Toepffer-Grawitz Co. g. m. b. H. Finkenwalde bei Stettin. Fábricas: *Finkenwalde, Wollin.*
Stettiner Portland-Zementfabrik Stettin. Fábrica: *Züllchow.*

*Centros de ventas de Hamburgo:*

Alsensche Portland-Zementfabriken, Hamburg. Fábricas: *Itzehoe, Lägerdorf, Vetersen.*
Breitenburger Portland-Zementfabriken, Hamburg. Fábrica: *Lägerdorf.*
Holsteinische Portland-Zementfabrik g. m. b. H. Rathausmarkt 8, Hamburg. Fábrica: *Lägerdorf.*
Portland Zementfabrik Hemmoor Hamburg. Fábrica: *Hemmoor.*
Portland Zemetfabrik vorm. Heyn Gebr. A. G. Lüneburg. Fábrica: *Lüneburg.*

*Centros de ventas de Hannover:*

Braunschweiger Portland-Zementwerke. Salder. Fábrica: *Salder.*
Hannoversche Portland-Zementfabrik A. G. Hannover-Misburg. Fábrica: *Misburg.*
Misburger Portland-Zementfabrik «Kronsberg», A. G. Misburg bei Hannover. Fábrica: *Misburg.*
Norddeutsche Portland-Zementfabrik Misburg., A. G. Misburg bei Hannover. Fábrica: *Misburg.*
Portland-Zementfabrik «Alemannia», A. G. Hannover. Fábrica: *Höver bei Hannover.*
Portland-Zementfabrik «Germania», A. G. Hannover. Fábricas: *Misburg i. H., Ennigerloh i. W.*

(1) Véase «Cemento-Hormigón», diciembre de 1946.





Portland-Zementfabrik «Hardegsen», A. G. Hardegsen, Kreis Northeim. Fábrica: *Hardegsen.*

Portland-Zement «Hoiersdorf» g. m. b. H. Hoiersdorf bei Schöningen. Fábrica: *Hoiersdorf.*

Portland-Zement «Kalk» Mergel und Steinwerk G. m. b. H. Hehlen a. d. W. Fábrica: *Hehlen a. d. Weser.*

«Teutonia» Misburger Portland-Zementwerk A. G. Hannover. Fábrica: *Anderten-Misburg.*

Vorwohler Portland-Zementfabrik Planck & Co. A. G. Hannover. Fábrica: *Vorwohle.*

Wunstorfer Portland-Zementwerk A. G. Wunstorf. Fábrica: *Wunstorf.*

*Centros de ventas de Halle:*

A. G. Portland-Zementwerk Berka A. Ilm. Bad Berka. Fábrica: *Bad Berka.*

Dornburg Steudnitzer Portland-Zement und Kalkwerke Ollendorff & Lerin. Steudnitz bei Dornburg Saale. Fábrica: *Steudnitz bei Dornburg (Saale).*

Portland-Zementfabrik Rudelsburg A. G. Bad Kösen. Fábrica: *Lengefeld.*

Portland-Zementfabrik Schwanebeck A. G. Schwanebeck Kr. Oschersleben. Fábrica: *Schwanebeck.*

Portland-Zementwerk «Saxonia» A. G. vorm. Heinrich Laas Söhne. Glothe bei Förderstedt. Fábrica: *Glothe.*

Portland-Zementwerke «Saale» A. G. Granau bei Halle a. Saale. Fábrica *Granau.*

Sächs-Thüring Portland-Zumentfabrik Prüssing & C. Komm-Ges a. A. Hauptverwaltung: Göschwitz (Saale). Fábricas: *Göschwitz (Saale); Niemburg (Sall).*

Vereinigte Harzer Portland-Zement und Kalkindustrie Wernigerode i. Harz. Fábrica: *Elbingerode Rübeland.*

*Centros de ventas de Oppeln:*

Obersrchlesische Portland-Zement und Kalkwerke A. C. Gross-Strehlitz (O. Schlesien). Fábrica: *Gross-Strehlitz.*

Oppelner Portland-Zementfabriken vorm F. W. Grundmann Oppeln. Fábricas: *Oppeln, Kgl. Neudorf bei Oppeln.*

Portland-Zementfabrik «Stadt Oppeln» A. G. Oppeln. Fábrica: *Oppeln.*

Portland-Zementfabrik vorm A. Giesel Oppeln. Fábrica: *Oppeln.*

Schlesische A. G. für Portland-Zementfabrikation Groschowitz bei Oppeln O. S. Fábricas: *Groschowitz, Oppeln.*

Vereinigte Portland-Zement und Kalkwerke Schimischow, Silesia und Frauendorf A. G. Schimischow, Kreis Gross-Strehlitz. Fábricas: *Schimischow, Frauendorf.*

*Rheinisch-Westfälische Zement-Verkaufsstelle G. m. b. H. Bochum*

Aktiengesellschaft für Rheinisch-Westfalische Zement Industrie Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

Beckumer Portland-Zementwerk Bomke & Blekman Beckum i. W. Fábrica. *Beckum.*

Annelise Portland-Zement und Wasserkalkwerke A. G. Ennigerloh i. W. Fábricas: *Ennigerloh-Anneliese, Ennigerloh-Preusen.*

Beckumer Portland - Zmentwerk Illigens Ruhr & Klasberg Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

Bürener Portland-Zementwerke A. G. Büren i. W. Fábrica: *Büren.*

Ennigerloher Portland-Zement und Kalkwerke Grimberg & Rosenstein A. G. Ennigerloh i. W. Fábrica: *Ennigerloh.*

Finkenberg A. G. für Portland-Zement und Wasserkalkfabrication Ennigerloh i. Fábrica: *Ennigerloh.*

Geseker Kalk und Zementwerke «Monopol» A. G. Geseke i. W. Fábrica: *Geseke.*

Kalthoner W. Portland-Zement und Wässerkalkwerke Ennigerloh i. Westf. Fábrica: *Ennigerloh.*

Mersmann C. Portland-Zement und Wäasserkalkwerke Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

Neubeckumer Portland-Zement und Wässerkalkwerke «Zollern» A. G. Neubeckum i. W. Fábrica: *Neubeckum.*

«Nord» Portland-Zement und Wässeralkwerke Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

Norddeutsche Portlandzement und Wasserkalkwerke Dr. A. Soergel & Co. G., m. b. H. Bad Rothenfalde. Fábrica: *Müschen bei Bad Rothenfelde.*

«Phönix» Portland-Zement und Wasserkalkwerke Stein & Co. Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

«Portland-Zement und Kalkwerke «Anna» A. G. Neubeckum i. W. Fábrica: *Neubeckum.*

Portland-Zement & Kalkwerke «Burania» G. m. b. H. Büren i. Westf. Fábrica: *Büren.*

Portland-Zement und Kalkwerk «Elsa» A. G. Neubeckum i. W. Fábricas: *Neubeckum, Ennigerloh.*

Portland-Zement und Wasserkalkwerke «Mark» A. G. Neubeckum I. Westf. Fábrica: *Beckum.*

Portland-Zementwerk Stein & Hesling Kom-Ges Beckum i. W. Fábrica: *Beckum.*

Portland-Zementwerk Höxter-Godelheim A. G. Höxter a. Weser. Fábrica: *Höxter.*

Portland-Zementwerke E. Renfert Beckum i. Westf. Fábriea: *Beckum.*

Wicking'sche Portland-Zement und Wasserkalkwerke A. G. Münster i. Westf. Fábricas: *Lengerich (Fábricas I-II-II), Lienen, Dissen, Hankenberge, Neubeckum, Beckum-Klasberg, Beckum Roland.*

*Fábricas que forman el cártel de la Reinisch Westfälischen Verband:*

Bonner Bergwerks und Hütten-Verein A. G. zu Zementfabrik Oberkassel bei Bon. Fábrica: *Oberkassel.*

Portland-Zementfabrik Narjes & Bender G. m. b. H. Kupferdreh. Fábrica: *Kupferdreh.*

Portland-Zement und Kalkwerke Wilh. Schlenkhoff A. G. Herne i. Westf. Fábricas: *Beckum, Lengerich, Geseke.*

*Süddenutsche Zement-Verkaufsstelle G. m. b. H., Heidelberg*

Offenbach Portland-Zementfabrik A. G. Offenbach a. M. Fábrica: *Offenbach a. Main.*

Portland-Zement und Tonwerk Gewerkschaft «Mike» Zollhaus. Bez Wiesbaden. Fábrica: *Zollhaus (Nassau).*

Portland-Zementwerke Heidelberg-Mannheim Stüttgart A. G. Heidelberg. Fábricas: *Leimen bei Heidelberg, Weisenau bei Mainz, Budenhein bei Mainz, Nürtingen i. Wttbg., Schelklingen, Ehingen, Münsingen, Lochhausen bei München Stuttgart-Cannstat.*

Schwenk, E. Zement und Steinwerke Ulm. a. D. Fábricas: *Ulm, Allmendingen, Herrlingen, Blaubeuren, Mergelstetten, Rothenburg o. T.*

Beisgauer Portland-Zementfabrik Kleinkems G. m. b. H. Kleinkems. Fábrica: *Kleinkems i. Baden.*

Portland-Zementfabrik Blaubeuren Gebr. Spohn A. G. Blaubeuren. Fábrica: *Blaubeuren.*

Kalkwerk Karl Sebald Söhne Nürenberg. Fábrica: *Hartmannshof.*

Portland-Zementfabrike Karlstadt a. M. vorn. Ludwig Roth A. G. Würzburg. Fábrica: *Karlstadt a. Main.*

Portland-Zementfabriken Stein-und Kalkwerke August Märker G. m. b. H. Marburg im Schwaben. Fábrica: *Harburg.*

Portland-Zementwerk Burglengenfeld A. G. Burglengenfeld. Fábrica: *Burglengenfeld.*

Portland-Zementwerke «Wetterau» Lengfurt a. Main. Fábrica: *Lengfurt.*

Württembergisches Portland-Zementwerk zu Lauffen a. N. Fábricas: *Lauffen a. N., Heilbronn a. N.*

Bayerisches Portlandzementwerk Marienstein A. G. Marienstein Post Schaftlach, Oberbayen. Fábrica: *Marienstein.*

Bayerisches Portlandzementwerk Kiefersfelden A. G. Fábrica: *Kiefersfelden.*

*Fábricas que forman el cártel de la Central de Ventas de Cemento del Sud de Alemania:*

Portland-Zementfabrik Dyckerhoff & Söhne G. m. b. H. Amöneburg bei Biebrich (Rhein). Fábrica: *Amöneburg bei Biebrich.*
Portland-Zementwerk Balingen G. m. b. H. Balingen-Württenberg. Fábrica: *Balingen.*
Portlandzement und Kalkwerke Abbach a. d. Donau. Fábrica: *Abbach a. d. Donau.*

## AUSTRIA

En 1929 la producción de la industria austríaca de cemento portland se estimaba en unas 600.000 Tm. anuales, de las que 500.000 Tm. se dedicaban al consumo interior y las 100.000 Tm. restantes a la exportación (Alemania e Italia, Alto Adigio). A su vez se importaron unas 50.000 Tm. de Hungría, Checoeslovaquia y Polonia. A partir de esa fecha la producción fué disminuyendo considerablemente y no se inició la recuperación hasta 1937, con una cifra de 429.000 Tm., que llegó ya en 1938 a las 650.000 Tm.

Las dificultades de la guerra y del período posterior afectaron grandemente a la industria de este país, que vió reducida su producción a 387.600 Tm. en 1946 y 280.800 Tm. en 1947. El año 1948 se marca como del resurgimiento, al alcanzar una cifra de producción de 721.200 Tm., superior a la de anteguerra.

El grupo más importante existente en 1939 era la A. G. der Hydraulischen Kalk und Portland-Zementfabrik zu Perlmoos, que contaba con 6 fábricas en distintos puntos del territorio. Las noticias que tenemos, de la indicada fecha, hacen elevar a 12 el total de las productoras de cemento portland.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

A. G. der Hydraulischen Kalk und Portland. Fábrica: *Judendorf b. Graz.*
Zementfabrik zu Porlmoos-Archau. Fábricas: *Kaltenleutgeben b. Wien, Kufstein, Tirol, Lilienfeld, Scheibmühl, Manersdorf.*
Portlandzementwerk Kirchdorf-Hofmand & Comp. Fábrica: *Liz.*
Gmunder Portland-Zementfabrik. Fábrica: *Gmunden.*
Alois Kraft Roman und Portland-Zementfabrik. Fábrica: *Kufstein.*
Portland und Roman-Zementfabrik Gessellschaft m. b. M. Fábrica: *Wagrein-Ebbs bei Kufstein.*
Weissenegger Portland-Zement-Fabrik Gessellschaft m. b. H. Fábrica: *Weitendorf-Post Wildon.*

## BÉLGICA

La industria belga del cemento portland, iniciada en 1870 con la instalación de la primera fábrica en Cronfestu, ha llegado a ser una de las más importantes de Europa, a consecuencia de las grandes disponibilidades de combustibles y del desarrollo industrial del país. Su gran producción ha hecho que ocupe un primer lugar entre las naciones exportadoras de este material.

En 1913 la producción rebasó de 1.000.000. de Tm. anuales, y desde 1927 a 1930 el promedio de la misma se estimaba en 3.000.000 de Tm., alcanzando en 1929 la cifra «record» anterior a la guerra, de 3.200.000 Tm., con una capacidad de producción de 4.300.000 Tm. anuales. En los años de depresión la producción bajó hasta 1.900.000 Tm. En 1938 volvió a obtenerse una producción de 3.050.000 Tm., casi la de 1929.

La capacidad de producción se estimaba en 1938 en unos 6.000.000 de Tm., lo que suponía un aprovechamiento del 50 % de dicha capacidad en los mejores años, y fué hasta de un 35 % en los más desfavorables. En la actualidad, a consecuencia del desmantelamiento de algunas fábricas y modificaciones introducidas en otras, la capacidad de producción anual se estima en 5.000.000 de Tm.

Los datos que indicamos a continuación dan idea del desarrollo de la industria del cemento portland en este país:

*Producción en toneladas métricas*

| *1885* | *1900* | *1913* | *1929* | *1934* |
|---|---|---|---|---|
| 100.000 | 500.000 | 1.300.000 | 3.200.000 | 1.900.000 |
| *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
| 3.050.000 | 685.000 | 1.950.000 | 2.700.000 | 3.250.000 |

*Exportación en toneladas métricas*

| *1920* | *1929* | *1932* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 750.000 | 1.920.000 | 850.000 | — | 510.000 | 1.100.000 | 1.500.000 |

En las cifras de producción se incluyen el cemento portland y los de horno alto y escorias, cuya fabricación está muy desarrollada en este país. Las de exportación están integradas en su casi totalidad por cemento portland. Se nota, sin embargo, un aumento en las exportaciones de cementos metalúrgicos, ya que de un promedio de 110.000 Tm. anuales en los año 1937-1938 han pasado a 200.000 Tm. en 1947 y 1948.

Es de notar la gran rapidez de recuperación de este país después de la pasada contienda, que le permite volver a aparecer con su importante carácter exportador en los mercados de Europa y de América.

En la actualidad existen en Bélgica 23 fábricas dedicadas a la fábrica de cemento «portland», localizadas en los cinco grupos siguientes:

| | | |
|---|---|---|
| 1.º Región de Liège ... | 2 fábricas, capacidad de producción anual de | 1.200.000 Tm. |
| 2.º Región de Mons ... | 8 fábricas, capacidad de producción anual de | 2.000.000 Tm. |
| 3.º Región de Tournai ... | 9 fábricas, capacidad de producción anual de | 1.300.000 Tm. |
| 4.º Región de Anvers ... | 2 fábricas, capacidad de producción anual de | 350.000 Tm. |
| 5.º Región del Meuse ... | 2 fábricas, capacidad de producción anual de | 120.000 Tm. |
| *Total* ... | 23 fábricas, capacidad de producción anual de | 4.970.000 Tm. |





Como ya hemos indicado, la fabricación de cementos metalúrgicos ha adquirido gran desarrollo, y está basada en acuerdos entre los productores de «clinker» de cemento «portland» y los siderúrgicos que disponen de las escorias necesarias. Esta fabricación se efectúa en las mismas fábricas de cemento portland hoy en pleno funcionamiento y en otras que, aunque han cesado en su actividad, bien situadas en relación con los centros de consumo, reciben el «clinker» y las escorias producidas en otras fábricas, y efectúan sólo la molienda y envasado del cemento.

En 1935, los fabricantes belgas de cemento se agruparon en una asociación con el objeto de coordinar las ventas, tanto en el mercado interior como en el exterior. Esta asociación ha venido rigiendo satisfactoriamente las relaciones de los fabricantes hasta 1947, cuando ha sido reemplazada por otra nueva, mejor adaptada a las circunstancias actuales y de la que, a juzgar por las ideas y el espíritu que la animan, son de esperar grandes beneficios para la marcha de la industria.

Los «Laboratoires d'Esais de Constructions du Génie Civil et d'Hydráulique Fluviale», de la Universidad de Lieja, han realizado interesantes trabajos bajo la dirección de Mr. Campus.

También gozan de justo prestigio los trabajos del «Laboratoire de Recherches et de Contrôle» del «Groupement Professionnel des Fabricants de C. P. A. de Belgique», que dirige Dutron. Sus muchas publicaciones son muy apreciadas.

Tienen publicadas las normas de ensayos oficiales, en 1933.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

BUDA, S. A. des Ciments Portland Artificieles. Fábrica: *Haren-Bruxelles.*

Ciments Meuse-Brabant, S. A. Fábricas: *Orp-le-Gran, Rivière sur Meuse.*

Ciments d'Oburg, S. A. Fábrica: *Obourg.*

Ciments Portland Artificiels de Cronfestu S. A. Fábrica: *Cronfestu.*

Ciments Portland Artificiels d'Harmignies S. A. Fábrica *Bruxelles.*

Portland Cement Works P. Sherrington. Fábrica: *Tournai.*

S. A. Generale des Ciments Portland de l'Escaut. Fábrica *Tournai.*

The Antwerp Portland Cement Co. S. A. Fábrica: *Anvers.*

The Ghent Portland Cement Works S. A. Fábrica: *Gand.*

Societè des Ciments de l'Europe Orientale Portland Artificiales. Fábrica: *Anvers.*

## DINAMARCA

Las dos primeras fábricas de cemento se fundaron en 1868 y 1873. La «Dania» se instaló en 1886 y la «Aalborg en 1899. La construcción de fábricas de cemento en Dinamarca adquirió gran desarrollo con la constitución de la «Dansmidth Trus Co», filial de la importante casa constructora de material F. L. Smidth Co., de Copenhague. Esta última intervenía en 1932, a los 50 años de su fundación, en 13 importantes fábricas de cemento en varios países. La primera fábrica de la «Norden» fué posteriormente transformada par la producción total de hierro.

La capacidad de producción de las fábricas danesas fué aumentando progresivamente; las cifras siguientes dan idea de este desarrollo:

| *1897* | *1913* | *1918* | *1921* |
|---|---|---|---|
| 78.000 Tm. | 500.000 Tm. | 465.000 Tm. | 700.000 Tm. |

El consumo interior se apreciaba, en 1931, como de unas 100.000 Tm., solamente, lo que hacía de esta nación una importante exportadora. En el año 1929 la producción fué de 680.000 Tm., de las cuales 500.000 Tm. se dedicaron a la exportación.

En el período 1934-1940 los tonelajes producidos fueron los siguientes:

| *1934* | *1935* | *1936* |
|---|---|---|
| 770.000 | 757.000 | 792.000 |

| *1937* | *1938* | *1939* | *1940* |
|---|---|---|---|
| 676.000 | 640.000 | 696.000 | 441.000 |

Las cifras de producción de años posteriores a la guerra son las siguientes:

| *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|
| 220.000 | 520.000 | 660.000 | 763.000 |

Como puede observarse, se ha superado la producción del período de anteguerra y se ha reanudado su importante comercio de exportación.

Las normas para ensayos de cemento son las establecidas por «Dansk Ingenior Forening», año 1933.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Aktieselskabet Aalborg Portland-Cement-Fabrik. Fábrica: *Aalborg (Jutland).*

Aktieselskabet Portland-Cement-Fabriken «Damark». Fábrica: *Aalborg (Jutland).*

Portland Cement-Fabriken «Nordem» Aktieselkab. Fábrica: *Aalborg (Jutland).*

Aktieselkabet Norressundby Portland-Cement-Fabrik. Fábrica: *Norressundby (Jutland).*

Cement-Fabriken «Dania» Aktieselskab. Fábrica: *Hobro.*

Aktieselskabet Cimbria Portland-Cement-Fabrick. Fábrica: *Copenhague (Seeland).*

Dansk Andels Zementfabrik. Fábrica: *Lindholm (Laaland).*

Bornholms Zementfabrik A. S. Fábrica: *Rönne (Bornholm).*

Zementfabrik Phönix. Fábrica: *Rönne (Bornholm).*

## ESPAÑA

Puede decirse que hace 50 años no existía la industria del cemento portland en España. Cementos romanos y cales hidráulicas eran los aglomerantes empleados, que se producían en fábricas diseminadas por toda la Península; los principales núcleos en Cataluña, Levante, Guipúzcoa y Vizcaya. En las Islas Baleares también se producían estas clases de cementos.

A fines del pasado siglo, la S. A. Tudela-Veguín, de Oviedo,





instaló la primera fábrica. Poco después se establecieron las de Quinto (Zaragoza) y Añorga-Chiki (San Sebastián).

En 1904, la Compañía General de Asfaltos y Portland «Asland» instaló en Clot del Moro, cerca de Pobla de Lillet (Barcelona), su primera fábrica, a base de tres hornos rotatorios de 30 mts. de longitud, que eran los mayores hasta entonces conocidos. Su capacidad de producción era de 100 Tm. diarias. Por la misma época, la Sociedad de Cementos Portland de Pamplona instaló la importante fábrica de Olazagutía (Navarra).

La capacidad anual de producción apenas llegaba, en esos años, a las 100.000 Tm., y aun así se luchaba con grandes dificultades para colocarla en el mercado, a consecuencia de la rutina de la construcción y desconocimiento del material y a que el precio de venta parecía elevado. Los primeros inconvenientes fueron vencidos con la oportuna labor de propaganda, y en cuanto al precio, recurriendo a disminuirlo con las grandes producciones.

En el año 1910, Asland instaló el primer gran horno rotatorio, con producción de 100 Tm. diarias de «clinker», y fué éste el punto de partida de la actual industria. En años sucesivos se fueron instalando nuevas fábricas por el Norte y Centro de España; la más importante la de Fradera Butsems y Cía., hoy «Cementos Fradera, S. A.», en Vallcarca (Barcelona).

La citada Compañía General de Asfaltos y Portland «Asland» instaló en Moncada (Barcelona) su segunda fábrica, con capacidad de producción de 300 Tm. diarias y dos hornos rotatorios. En el año 1917 empezó a producir, y era en aquellos momentos la mayor de España. En 1924 fué ampliada con la instalación de un tercer horno de 300 Tm. de producción, y pasó a ser una de las más importantes fábricas de las hoy en marcha. A partir de entonces continúa desarrollándose la instalación de fábricas en el Norte y Andalucía, y se ha llegado a obtener una capacidad de producción de 1.000.000 de Tm., producidas por 18 fábricas, en el año 1923.

Los grandes planes de obras públicas iniciados a partir del año 1928, las grandes exposiciones universales de Barcelona y de Sevilla y el desarrollo económico experimentado por el país en este período, dieron lugar a una gran demanda de cemento. En el año 1929, además de 1.600.000 Tm. producidas por la industria nacional, se importaron más de 200.000 Tm., sin que fuera posible cubrir con ello las necesidades del mercado.

Este desarrollo de la demanda dió lugar a amplios planes de ampliación de fábricas y creaciones de nuevas empresas productoras. Su realización abarcó el período de 1930-1933, coincidente con el de depresión mundial, agravado en España por circunstancias internas de todos conocidas. Al final de dicho período la capacidad de industria se elevó a 2.600.000 Tm. anuales. No alcanzaron las ventas más que la cifra de 1.210.000 Tm. Esto produjo una grave crisis a la industria, que tuvo que llegar incluso a una unión de fabricantes que, con el nombre de «Comercial de Materiales de Construcción, S. A.», se ocupó hasta 1939 del reparto de cupos de fabricación y ventas.

A partir de esta fecha, y después de la obligada reparación de los daños sufridos por la industria en el período de guerra de los años 1936-1939, la demanda de cemento adquirió grandes proporciones por las necesidades de la reconstrucción nacional y el desarrollo económico de la Nación, y alcanzaron las ventas las cifras que pueden verse más adelante.

Las dificultades materiales en un país que sufrió los estragos de tres años de guerra civil, agravadas por las derivadas de la mundial surgida a continuación, han hecho que la industria española no haya podido desarrollar su potencia productora en la forma que las necesidades exigían, y el déficit de cemento en España ha sido patente en los últimos años. La falta de combustible y de elementos metálicos, dificultades en los transportes y, por último, las restricciones de energía eléctrica, consecuencia de años excepcionales de sequía, no han permitido alcanzar más que un máximo del 66,44 % de la capacidad de producción en el año más favorable.

No obstante estas dificultades, la industria cementera española no deja de prestar la máxima atención que las circunstancias le permiten al perfeccionamiento y desarrollo de sus instalaciones. Prueba de ello es el gran número de obras de ampliación, reforma e incluso de nuevas instalaciones, unas, en avanzado estado, y otras, en plena realización, en la actualidad, que hacen que su capacidad real de producción anual sea de 3.000.000 de Tm.; lo que asegura un consumo por habitante y año superior a los 100 kgs.

El problema de la industria del cemento en España, actualmente, no es, por lo tanto, de instalaciones, sino de aprovisionamiento de materias primas para conseguir el total aprovechamiento de su capacidad. Con ello, no sólo se conseguiría la total atención de la demanda, sino que produciría, además, la baja consiguiente en los costes de producción y el natural beneficio económico para los consumidores.

En la actualidad, las ventas de cemento se hacen bajo la intervención de la Delegación del Gobierno en la Industria del Cemento.

De ser vencidas las actuales dificultades, la industria se presentaría bajo magníficas condiciones, ya que el desarrollo de obras particulares, especialmente en viviendas para habitación, en unión de la construcción en condiciones más favorables de las obras públicas, asegurarían la demanda en un período amplio de tiempo.

Las cifras que insertamos a continuación dan idea de la marcha de la industria en los distintos períodos que hemos indicado y comprueban las manifestaciones hechas:





| | 1929 | 1930 | 1931 | 1932 | 1933 | 1940 | 1941 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Capacidad de producción Tm.... | 1.750.000 | 2.400.000 | 2.400.000 | 2.550.000 | 2.600.000 | 2.640.000 | 2.640.000 |
| Ventas Tm. ... ... ... ... ... ... | 1.580.000 | 1.505.000 | 1.425.000 | 1.355.000 | 1.210.000 | 1.453.000 | 1.417.000 |
| % de aprovechamiento de la capacidad de producción ... ... | 85 % | 71,70 % | 59,30 % | 52,10 % | 46,50 % | 55 % | 53,67 % |

| | 1942 | 1943 | 1944 | 1945 | 1946 | 1947 | 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Capacidad de producción Tm.... | 2.640.000 | 2.700.000 | 2.800.000 | 2.800.000 | 2.800.000 | 2.810.000 | 2.810.000 |
| Ventas Tm. ... ... ... ... ... ... | 1.317.000 | 1.583.000 | 1.630.000 | 1.557.500 | 1.815.300 | 1.841.900 | 1.866.900 |
| % de aprovechamiento de la capacidad de producción ... ... | 50 % | 58,40 % | 58,21 % | 55,48 % | 64,88 % | 65,55 % | 66,44 % |

Como complemento del cemento «portland», continúa empleándose los llamados cementos naturales y cales hidráulicas. En los tiempos en que el exceso de producción de «portland» sobre la demanda era grande se fué prescindiendo del empleo de los otros aglomerantes. Al cambiar la situación ha vuelto a tomar desarrollo la fabricación y se estima en un promedio de 350.000 Tm. la de naturales y de 65.000 Tm. la de cales hidráulicas en el quinquenio 1943-1947.

En España se presta gran atención a cuantos perfeccionamientos van alcanzando en la industria del cemento los países que marcan la pauta en esta industria. El entusiasmo de los fabricantes, estimulado por la competencia de los técnicos, ha llevado siempre a adoptar, en muchas ocasiones con antelación a otros países, los adelantos realizados en maquinaria y sistemas de fabricación. Sus fábricas están, en general, a la altura de las naciones más adelantadas en estos aspectos.

Existen los siguientes centros oficiales dedicados al estudio de los problemas de la industria del cemento:

Instituto Técnico de la Construcción y del Cemento. Madrid.

Instituto de Investigaciones Técnicas. Sección Cemento y Hormigón. Barcelona.

Laboratorio Central de Ensayos de Materiales de Construcción. Madrid.

Laboratorio del Material de Ingenieros del Ejército. Madrid.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO PORTLAND

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas y Clases | Capacidad anual de producción en Tm. |
|---|---|---|---|
| CEMENTOS ALFA, S. A. Reinosa (Santander). | Mataporquera (Santander). | «ALFA». Portland, Supercemento, Puzolánico. | 60.000 |
| CEMENTO ASLAND, S. A. Basurto (Vizcaya). | Basurto (Vizcaya). | «ASLAND». Portland. | 40.000 |
| COMPAÑÍA GENERAL DE ASFALTOS Y PORLAND ASLAND. Córcega, 325, Barcelona. Delegaciones: en Madrid: Antonio Maura, 12; en Córdoba: Carretera de Almadén Km. 1. | Castellar d'en Huch (Barcelona). Moncada (Barcelona). Villaluenga (Toledo). Córdoba. | «ASLAND». Portland.<br>Supercemento<br>Puzolánico<br>«Soliditit». | 84.000<br>180.000<br>150.000<br>80.000 |
| SDAD. ANDALUZA DE CEMENTOS PORLAND. Conde de Ibarra, 6, Sevilla. | Morón de la Frontera (Sevilla). | «CABALLO». Portland, Puzolánico. | 100.000 |
| COMPAÑÍA VALENCIANA DE CEMENTOS PORLAND, S. A. Pintor Sorolla, 4 y 6, Valencia. | Buñol (Valencia). San Vicente del Raspeig (Alicante). | «RIGAS», «RAFF», «CALAMAR». Portland, Supercemento, Puzolánico, Blanco, Grap. | 132.000<br>70.000 |
| CEMENTOS PORLAND, S. A. Estella, 6, Pamplona. | Olazagutia (Navarra). | « CANGREJO ». Portland. «DIAMANTE». Supercemento. | 190.000 |
| CEMENTOS A. B. C., C. A. Zumaya (Guipúzcoa). Los Madrazos, 38, Madrid. | Arrona (Guipúzcoa). | «A. B. C.». Portland, Paramar. | 28.800 |
| CEMENTOS TURIA, S. A. Avenida N. Reverter, 2, Valencia. | Burjasot (Valencia). | « TURIA ». Portland. Especial «FORT». | 20.000 |
| INOCENCIO ROMERO DE LA CRUZ. Carrera del Genil, 63, Granada. | Sierra Elvira (Granada). | «CENTAURO». Portland. | 12.000 |
| CEMENTOS COSMOS, S. A. Gral. Goded, 21, Madrid. | Toral de los Vados (León). | «COSMOS». Portland. | 125.400 |
| COMPAÑÍA ANGLO ESPAÑOLA DE CEMENTOS PORTLAND. Barquillo, 1, Madrid. | Matillas (Gudalajara). | «EL LEON». Portland. | 80.400 |

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas y Clases | Capacidad anual de producción en Tm. |
|---|---|---|---|
| Cementos Fradera, S. A. Ronda Universidad, 31, principal, Barcelona. | Vallcarca (Sitges) (Barcelona). | «LANDFORT». «TITAN». Portland. | 213.000 |
| Cementos y Cales Freixa, S. A. Av. José Antonio Primo de Rivera, 628, pral., Barcelona. | Monjos del Panadés (Barcelona). | « ESTRELLA ». Portland. «LUNA». Grappier. | 26.000 |
| Sociedad Financiera y Minera. Avda. Generalísimo, 44, Málaga. | La Cala del Moral (Málaga) | «GOLIAT». Portland. | 114.000 |
| Sdad. Española de Cementos Portland «Hispania». Avda. Calvo Sotelo, 3, Madrid. | Yeles y Esquivias (Toledo). Entrepeñas (Guadalajara). | «HISPANIA». Portland. | 38.000<br>46.000 |
| Porland Iberia, S. A. Barquillo, 12, Madrid. | Castillejo (Toledo). | «IBERIA». Portland. | 60.000 |
| Industrias del Cemento, S. L. Sestao-Galinde (Vizcaya). | Sestao (Vizcaya). | Portland, Escorias, Puzolánico. | 36.000 |
| Cementos Portland de Lemona, S. A. Gran Vía, número 2, 1.º, Bilbao. | Lemona (Vizcaya). | «LEMONA». Portland. «RELAMPAGO». Supercemento. «NEPTUNO». Puzolánico. | 72.000 |
| Cementos Portland Morata de Jalón, S. A. Alfonso I, 13 y 15, Zaragoza. | Morata de Jalón (Zaragoza) | «MORATA». Portland. | 80.000 |
| Cementos Rezola, S. A. Churruca, 7, San Sebastián. | Añorga (Guipúzcoa). | « ANCORA ». « REZOLA ». Portland, Supercemento, Marítimo. | 196.000 |
| La Auxiliar de la Construcción, S. A. Paseo de Gracia, 51, Barcelona. | San Justo Desvern (Barcelona). | «SANSON». Portland, Puzolánico. | 120.000 |
| Sociedad «Tudela-Veguín», S. A. Palacio Valdés, 17, 1.º, Oviedo. | Oviedo. | «Tudela - Veguín». «TRITON». Portland, Supercemento. Puzolánico. | 180.000 |
| Portland Valderrivas C. M. A. Héroes del 10 de Agosto, 2, Madrid. | Vicálvaro (Madrid). | « VALDERRIVAS ». Portland, Supercemento. | 115.000 |
| Cementos Portland Zaragoza. Independencia 30, Zaragoza. | Miraflores (Zaragoza). | «ZARAGOZA». Portland. | 80.000 |
| Cemento Ziurrena, S. A. Fueros, 2, Bilbao. | Galindo-Sestao (Vizcaya). | «ZIURRENA». Portland. | 55.000 |
| Materiales Hidráulicos Griffi, S. A. Villanueva y Geltrú (Barcelona). | Villanueva y Geltrú (Barcelona). | «GRIFFI». Portland Blanco. Blanco Pavimentación. | 30.000 |
| Cementos Molíns, S. A. Ronda Universidad, 13, Barcelona. | Molíns del Rey (Barcelona). | Fundido «ELECTROLAND» Especial «DRAGON». | 36.000 |
| Hidroeléctrica Ibérica, S. A. Iberduero-Gardoqui, 8, Bilbao. | Lafortunada (Huesca). | Portland (1). | 8.400 |
| Portolés y Compañía, S. L. Costa, 9, Zaragoza. | Benageber (Valencia). | Portland (1). | 20.000 |

(1) Para consumo en obras propias.

Las normas para ensayo y recepción de cemento vigente en España, son las comprendidas en el «Pliego General de Condiciones para la recepción de los aglomerantes hidráulicos en las obras de carácter oficial», aprobado por R. O. de 25 de febrero de 1930, con las modificaciones establecidas en la Orden del Ministerio de Obras Públicas de 27 de agosto de 1946 («B. O.» de 31-8-46).

La Agrupación de Fabricantes de Cemento de España, integrada por la casi totalidad de la industria del cemento portland, se ocupa de cuantos problemas se relacionan con los aspectos técnico y comercial de la misma y a la propaganda y difusión de conocimientos sobre el empleo del cemento.

Como revista de carácter técnico, dedicada exclusivamente a la industria, se publica, en Barcelona, la editora de este trabajo, «Cemento-Hormigón», cuya importancia no somos nosotros los llamados a destacar. Multitud de publicaciones del mismo carácter técnico, relacionadas con la industria de la construcción, prestan también su atención a algunos problemas de la del cemento.

Gran cantidad de ilustres arquitectos e ingenieros de dis-





tintas especialidades dedican constantemente su atención a los problemas de fabricación y aplicación del cemento y del hormigón, y hoy se cuenta en España con un perfecto equipo de técnicos especialistas en la materia.

## FRANCIA

Antes de la guerra la capacidad de producción de cemento artificial de la industria francesa se evaluaba, aproximadamente, en unos 6.000.000 de Tm. complementada con 1.500.000 Tm. de otras clases de cementos.

La producción de cemento artificial, que en 1927 alcanzó la cifra de 3.000.000 de Tm., tuvo un incremento de un 50 % en el período 1928-1934, con un promedio anual de 4.500.000 Tm. A partir de esta fecha se inició un descenso, análogo al producido en otras naciones en dicho período, y llegó en 1938 a 3.787.000 Tm., lo que representaba, aproximadamente, un 60 % del aprovechamiento de la capacidad antes indicada. El consumo por habitante en esa fecha era de unos 75 kgs. al año.

Parece que las instalaciones no han sufrido demasiado en la pasada contienda, porque los alemanes las utilizaban de lleno para atender a las necesidades de la construcción de las grandes fortalezas del Atlántico y del Mediterráneo, pero que la totalidad de la capacidad de producción no puede ser utilizada actualmente a consecuencia de la falta de carbón. La economía francesa no puede prescindir de las importaciones de hulla. Aunque la extracción francesa es ligeramente superior a la de antes de la guerra, no le basta para todas las necesidades del país, acrecentadas con las de la reconstrucción.

Las restricciones de energía eléctrica y las dificultades de transporte contribuyen igualmente a la limitación de la producción y reparto del cemento.

Las previsiones del «Plan Monnet», en cuanto al desarrollo de la capacidad de la producción en las fábricas francesas, eran, en principio, las siguientes:

| | 1948 *Tm.* | 1949 *Tm.* | 1950 *Tm.* |
|---|---|---|---|
| Cemento Portland... ... | 7.750.000 | 8.600.000 | 9.000.000 |
| Id. de Escorias ... ... | 4.000.000 | 4.800.000 | 5.000.000 |
| Cales Hidráulicas... ... | 1.200.000 | 1.000.000 | 1.000.000 |
| *Totales* ... ... ... | 12.950.000 | 14.400.000 | 15.000.000 |

Parece que este plan no podrá desarrollarse en la forma prevista a consecuencia de las dificultades apuntadas. Según las últimas noticias, de la Federation Nationale des Fabricants de Chaux et Ciments, en el citado plan las previsiones actuales para 1952 cifran la producción de cemento portland y de escorias en 8.000.000 de Tm., y es creencia de la citada Federación que las fábricas estarán en condiciones de realizarla siempre que el carbón y la energía eléctrica les sean suministrados en cantidades suficientes.

Las cifras de producción de los años posteriores a la guerra fueron: para 1946, de 3.800.000 Tm. y de 5.452.000 Tm. en 1948.

La distribución y ventas de cemento se efectuaban antes de la guerra a través de agrupaciones o cámaras sindicales regionales, integradas en las Cámaras Sindicales Nacionales de cada una de las clases de cementos y cales. En 1929 se llegó ya a una inteligencia entre las importantes sociedades de «Chaux et Ciments de Lafarge et du Teil» y «Ciments Français». Estas agrupaciones fueron ampliadas y se constituyeron otras uniones, entre las que, como más importantes, figuraban la «Unión de Groupements des fabricants de liants hydrauliques S. A.» (U. G.), cuyo principal objeto era el desarrollo de consumo y regulación de ventas, así como el arbitraje en los conflictos entre las agrupaciones locales, y la «Association Centre-Nord-Ouest de Ciments Artificiels S. A.» (ACENO), formada por los fabricantes de estas regiones para las investigaciones y estudios de asuntos de interés general para la industria y las de carácter corporativo. Análogo objeto cubría en Argelia la «Association de Ciments Algeriens S. A.» (CIMAL).

En la actualidad el Gobierno francés, ante la cifra alcanzada por la demanda, muy superior a la producción, ha intervenido la distribución, dando preferencia a las obras de comunicaciones, producción de energía, reconstrucción de inmuebles para habitación y reconstrucción industrial.

La situación geográfica de las fábricas francesas es bastante aceptable en relación con las necesidades del mercado, si bien se encuentran las naturales concentraciones en las zonas de producción de materias primas.

En Francia se publican varias revistas técnicas que dedican especial atención a la industria del cemento: La «Revue des Materiaux de Construction» es la principal.

Existen muchos laboratorios de experimentación, y recientemente se ha creado el «Centre d'Etudes et de Recherches de l'Industrie des liants hydrauliques».

También existe el «Institut Technique de Bâtiment et des Travaux Publics», que efectúa interesantes investigaciones sobre las aplicaciones del cemento. Las publicaciones de este centro son muy importantes.

Las nuevas normas para los aglomerantes hidráulicos, estudiadas por la «Association Française de Normalisation» y adoptadas oficialmente con fecha 31 de marzo de 1946, substituyen a las Normas B 1-1 que estaban en vigor desde marzo de 1935.

Las normas publicadas son las P 15-302/310 referentes a Cementos: Portland, de hierro, de hornos altos, de escorias con «clinker», de escorias con cal, de mezcla, naturales; aglomerantes de mezcla, cales eminentemente hidráulicas y cales hidráulicas pesadas (1).

(1) Véase «Cemento-Hormigón», abril de 1948, número 169, página 98.





## SITUACIÓN GEOGRÁFICA DE LAS FÁBRICAS

| Zonas | Departamentos | Clase de cemento que producen | | | Total de fábricas |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Port. y Esc. | Portland | Escorias | |
| Nordeste | Meurthe et Moselle... | — | 1 | 4 | 5 |
| | Meuse... ... ... ... ... | 1 | — | — | 1 |
| | Moselle ... ... ... ... | 4 | 1 | — | 5 |
| | Rhin (Haut) ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | | 5 | 3 | 4 | 12 |
| Este | Ain ... ... ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Ardèche ... ... ... ... | — | 2 | — | 2 |
| | Isère ... ... ... ... ... | — | 6 | 1 | 7 |
| | Jura ... ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Savoie... ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | | — | 11 | 1 | 12 |
| Sudeste | Alpes Maritimes... ... | — | 2 | — | 2 |
| | Bouches du Rhône... | — | 4 | — | 4 |
| | Gard ... ... ... ... ... | 1 | — | — | 1 |
| | Hérault ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Tarn ... ... ... ... ... | — | 1 | 1 | 2 |
| | | 1 | 8 | 1 | 10 |
| Sudoeste | Basses Pyrènnées. ... | — | — | 1 | 1 |
| | Lot et Garonne ... ... | — | 1 | 1 | 2 |
| | Tarn et Garonne. ... | — | 1 | — | 1 |
| | | — | 2 | 2 | 4 |
| Oeste | Deux Sèvres ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Calvados ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Charente ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | Gironde ... ... ... ... | 2 | 1 | — | 3 |
| | Manche ... ... ... ... | 1 | — | — | 1 |
| | | 3 | 4 | — | 7 |
| Noroeste | Aisne ... ... ... ... ... | 1 | — | — | 1 |
| | Nord ... ... ... ... ... | 1 | 2 | 2 | 5 |
| | Pas du Calais ... ... | 3 | 6 | — | 9 |
| | Seine inferieur ... ... | — | — | 1 | 1 |
| | | 5 | 8 | 3 | 16 |
| Centro | Cher ... ... ... ... ... | 5 | — | — | 5 |
| | Côte d'Or ... ... ... ... | — | — | 1 | 1 |
| | Marne ... ... ... ... ... | 1 | — | 1 | 2 |
| | Oise ... ... ... ... ... | — | — | 1 | 1 |
| | Seine et Oise ... ... | 4 | 1 | — | 5 |
| | Yonne... ... ... ... ... | — | 1 | — | 1 |
| | | 10 | 2 | 3 | 15 |
| | *Totales* ... ... ... ... | 24 | 38 | 14 | 76 |

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO PORTLAND Y CEMENTO DE ESCORIAS

Sté. Anon. des Fonderies, Laminoirs et ateliers de BIACHE-SAINT VAAST, 28 Rue Saint Paul-París (4). Fábrica: *Biache-Saint-Vaast* (*P. de C.*).—Clases: Portland y Escorias.

BOUVET - PONSAR et Cie. Champagnole (Jura). Fábrica: *Champagnole* (*Jura*).—Clase: Portland.

Sté. Anon. des Anciens Establ. CAMBIER E. Pont a Vedin (P. d. C.). Fábrica: *Pont a Vedin* (*P. d. C.*).—Clases: Portland y Escorias.

Ciment Portland de Pernes P. CARTON et Co. Pernes en Artois (P. du C.). Fábrica: *Pernes-en-Artois* (*P. d. C.*).—Clase: Portland.

Sté. des Ciments CHIRON, 3 rue Pasteur, a Chambery (Savoie). Fábrica: *Chambery* (*Savoie*).—Clase: Portland.

Sté. des CIMENTS FRANÇAIS, Boulogne-Sur-Mer (P. d. C.). 80 Rue Taitbout-Paris (9º). Fábricas: *Airvault* (*Deux Sèvres*).—Clases: Portland. *Beaucaire* (*Gard*).—Portland y Escorias; *Colombelles* (*Calvados*).—Portland; *Couvrot* (*Marne*).—Portland y Escorias; *Daignac* (*Gironde*).—Portland y Escorias; *Desvres* (*P. d. C.*).—Portland; *Guerville* (*S. et O.*) Portland y Escorias; *La Souys* (*Gironde*).—Portland y Escorias; *Montebourg* (*Manche*).—Portland y Escorias; *Neuville-Sur-Escaut* (*Nord*).—Portland.

Stè. COLONIALE des Chaux et Ciment Portland de Marseille. L'Estaque (B. du Rhône), 93 Bd. Arago (14º). Fábricas: *L'Estaque* (*B. du Rhône*).—Clases: Portland; *Lottinghen* (*P. d. C.*).—Portland.

Stè. Anon. de Ciments de DANNES, Dannes par Neufchâtel (P. d. C.). Fábrica: *Dannes* (*P. d. C.*).—Clase: Portland.

Stè. Anon. des Ciments Portland «LA DESVROISE», 14 enclos Saint-Bertin a Saint Omer (P. d. C.). Fábricas: *Desvres* (*P. d. C.*).—Clases: Portland; *Lumbres* (*P. d. C.*)—Portland.

Sté. Anon. des Chaux et Ciments de LAFARGE et DU TEIL, 32 Av. New-York-Paris (16.º). Fábricas: *Angoulême* (*Charante*).—Clases: Portland; *Contes-les-Pins* (*Alpes Mar*).—Portland; *Frangey* (*Yoone*).—Portland; *Fos-sur-Mer* (*B. du Rhône*).—Portland; *Lafarge* (*Ardèche*).—Portland; *Limay* (*S. et O*).—Portland; *Nicole* (*L. et G.*).—Portland; *Sète* (*Hérault*).—Portland; *Valdonne* (*B. du Rhône*).—Portland.

LAMBERT Frères et Co. 27 Rue de Lisbonne.-Paris (8). Fábrica: *Cormeilles-en-Parisis* (*S. et O.*).—Clase: Portland y Escorias.

Sté. Chaux et Ciments du LANGUEDOC. 7 Avd. Maréchal Joffre Albi (Tarn). Fábricas: *Ranteil* (*Tarn*).—Clases: Portland; *Decazeville* (*Aveyron*).—Escorias.

Sté. des Chaux et Ciments du LAVAZIERE et LEXOS. 15 Rue de Genève.-Albi (Tarn). Fábrica: *Lexos* (*Tarn et Garonne*).—Clase: Portland.

Sté. des Matériaux de Construction de LA LOISNE. 9 Av. Percier.-Paris (8). Fábrica: *Barlin* (*P. d. C.*).—Clase: Portland y Escorias.

Sté. Anon. des Ciments Portland de LORRAINE. 13 Bd. du President Wilson. Strasbourg (B. Rhin). Fábricas: *Héming* (*Moselle*).—Clase: Portland y Escorias.

MEDITERRANÉENNE des Chaux et Ciments Portland Artificiels. 26 Rue Auguste Gal à Nice. Fábrica: *La Grave de Peille* (*Alpes Mar*).—Clase: Portland.

Sté. Anon. des Ciments et Chaux hidrauliques du NORD. Haubourdin (Nord). Fábrica: *Haubourdin* (*Nord*).—Clase: Portland.

Sté. des Ciments Portland Artificils d'ORIGNY-SAINTE-BENOITE. 4 Rue du Général Foix.—Paris (8). Fábrica: *Origny-Saint-Benoite* (*Aisne*).—Clase: Portland y Escorias.

Etablissements POLIET et CHAUSSON. 125 Quai de Valmy.-Paris (10). Fábricas: *Beaumont* (*S. et O.*).—Clases: Portland y Escorias; *Beffes* (*Cher*).—Portland y Escorias; *Cantin* (*Nord*).—Portland y Escorias; *Gargenville* (*S. et O.*).—Portland y Escorias; *Lormont* (*Gironde*).—Portland. *Pagny* (*Meuse*).—Portland y Escorias.

Sté. des Ciments de la PORTE DE FRANCE. 28 Cours Jean Jaurés.-Grenoble (Ysère). Fábricas: *Saint-Egrève* (*Ysère*).—Clases: Portland.—*Grenoble* (*Ysère*).—Portland.

Sté. des Chaux et Ciments Portland du HAUT-RHIN. Altkirch (Haut-Rhin). Fábrica: *Altkirch* (*Haut-Rhin*).—Clase: Portland.

Sté. Anon. des Ciments Portland de ROMBAS. 23 Rue D'Au-

male.-Paris (9). Fábrica: *Rombas* (*Moselle*).—Clase: Portland y Escorias.

THIONVILLOISE des Ciments. 58 Rue de Ponthieu.-Paris (8). 12-14 Route de Longwy-Thionville (Moselle). Fábricas: *Distroff* (*Moselle*).—Clases: Portland; *Ebange* (*Moselle*).—Portland y Escorias.

Union des Consommateurs de Produits Metallurgiques et Industriels (U. C. P. M. I.). 31 Aven. de Montaigne.—Paris (8), Fábrica: *Hagondange* (*Moselle*).—Clase: Portland y Escorias.

Sté. des Chaux et Ciments de VALLETTE-VIALLARD Frères et Co.-Cruas (Ardèche). Fábrica: *Cruas* (*Ardèche*).—Clase: Portland.

Sté. Anon. des Ciments VICAT. 27 Rue Turenne.-Grenoble (Ysère). 16 Avenue Hoche.-Paris. Fábricas: *Genevrey-de-Vif* (*Ysère*).—Clases: Portland; *Montalieu* (*Ysère*).—Portland.

Sté. Nouvelle des Chaux et Ciments H. de VILLENEUVE. 1 Rue Pythéas. Marseille. Fábrica: *Cassis* (*B. du Rhône*).—Clase: Portland.

Sté. Anon. des Chaux et Ciments Portland Artificiel de VIRIEU. 22 Rue Longue.-Lyon (Rhône). Fábrica: *Virieu-de-Grand* (*Ain*).—Clase: Portland.

Sté. de Ciments de VOREPPE et BOUVESSE Voreppe (Ysère). Fábricas: *Bouvesse* (*Ysère*).—Clases: Portland; *Voureppe* (*Ysère*).—Portland.

Usine de Chaux Hydrauliques et de Ciments Portland de XEUILLEY. (Fisson et Co.).-Xeuilley (Meurthe et Mos.). Fábrica: *Xeuilley* (*Meurthe et M.*).—Clase: Portland.

Cie. des Forges et Acieries de la Marine et d'Homécourt FORGES DE L'ADOUR. 12 Rue de la Rochefoucauld.-Paris (9). Fábrica: *Le Boucau* (*B. Pyrénnés*).—Clase: Escorias.

Sté. des Chaux et Ciments de la BLEUSEBORNE. 32. Chemin du Halage a Anzin (Nord). Fábrica: *Anzin* (*Nord*).—Clase: Escorias.

Sté. des Chaux de BORAN. Précy s/Oise (Oise). Fábrica: *Precy s/Oise* (*Oise*).—Clase: Escorias.

Sté. des Hauts-Fourneaux de CHASSE s/RHONE. Fábrica: *Chasse s/Rhône* (*Ysère*).—Clase: Escorias.

Cies. des Forges de CHATILLON-COMMENTRI et NEUVES-MAISONS. 19, Rue de la Rochefoucault.-Paris (9). Fábrica: *Neuves-Maisons* (*M. et Mos*).—Clase: Escorias.

Sté. des Anciens ETABLS. H. et C. de KLOPSTEIN. 27, Avenue de Tourville.-Paris (7). Fábrica: *Soulanges* (*Marne*).—Clase: Escorias.

LEFORT FILS et Co. 156, Av. Victor Hugo.-Paris (8). Fábrica: *Port de Bonsecours* (*M. et M.*).—Clase: Escorias.

Sté. Anon. des Etabls. LETELLIER ANDRE. 4, Rue du General Foix.-Paris (8). Fábrica: *Crugey* (*Côte d'Or*).—Clase: Escorias.

Sté. Minière et METALLURGIQUE DU PERIGORD. 21, Rue Jean Fieyre. Brive (Corréze). 91, Rue Jouffroy.-Paris (17). Fábrica: *Fumel* (*L. et G.*).—Clase: Escorias.

Sté. Anon. des Hauts-Fourneaux, Forges et ACIERIES DE POMPEY. 48, Rue de la Boétie.-Paris (8). Fábrica: *Pompey* (*M. et M.*).—Clase: Escorias.

Sté. de HAUTS-FOURNEAUX DE ROUEN. 39, Rue de la Bienfaisance.-Paris (8). Fábrica: *Grand Quevilly* (*Sen. Infr.*).—Clase: Escorias.

Sté. de HAUTS-FOURNEAUX DE SAULNES Jean Raty et Coc. 8, Place de Jéna.-París (16). Fábrica: *Saulnes* (*M. et M.*).—Clase: Escorias.

Sté. Anon. de Materiel de Construction de VALENCIENNES (Ciment Sur-sul-faté). 91, Rue St. Lazare.-Paris (9). Fábrica: *Fresnes s/Escaut* (*Nord*).—Clase: Escorias.

## GRECIA

La industria griega del cemento data de los comienzos de este siglo. En dicha época fué construída la fábrica de cemento de Eleusis, cerca de Atenas, y poco después se montó una segunda fábrica en el Pireo; la producción conjunta de ellas, unas 20.000 Tm. anuales, bastó en aquella época para atender a la mayor parte de la demanda nacional.

Las circunstancias derivadas de la guerra del 14-18 hicieron crecer enormemente la demanda de cemento. Grecia amplió sus fronteras, activó sus construcciones urbanas, para albergar al casi millón y medio de griegos que, procedentes de Turquía, fijaron su residencia en ella, y reconstruyó muchas de sus ciudades, se emprendieron gran número de importantes obras públicas en carreteras y puentes, así como las grandes presas de Macedonia y Tracia.

Para atender a esta demanda, la industria cementera griega realizó formidable esfuerzo, ayudada por capital anglo-francés, contando con el decidido apoyo del Estado que otorgó grandes ventajas en el mercado interior, y limitando a la vez la importación que bajó verticalmente, de tal modo que en el año 1939 se llegó a la cifra mínima «récord» de 839 Tm. de cemento importado.

Se consiguió abastecer al mercado nacional y tener una producción sobrante que se exportaba a Egipto, Palestina, Albania y Chipre, aunque en 1937 la exportación griega se vió casi anulada por la organización de la propia industria en Albania y Palestina y las fuertes barreras arancelarias preferentes para el cemento inglés en Chipre.

En 1938-1939 no se exportó cemento. Se carece de datos en la actualidad.

Según las estadísticas de la Sociedad de Naciones la producción de la industria griega del cemento, que en 1926 se cifraba sólo en 85.000 Tm. anuales, se elevó en 1933 a las 200.000 Tm. y en 1938 rebasó las 300.000 Tm.

En ellas no se citan las cifras de producción de los años posteriores a la guerra.

Según estadísticas alemanas del año 1941, la industria del cemento griega tiene una capacidad anual de producción de 900.000 Tm.

En 1939 el consumo había llegado a ser de 47 Kgs. por habitante, a pesar de que en muchas provincias este consumo es escaso, debido a que para la construcción de tipo medio y pequeño se utilizan las excelentes calizas que abundan en el país.

La industria cementera, con exclusión de la «Atlas, S. A.», se halla agrupada en un «Cartel» que cuenta con la cooperación del Banco de Atenas y Banco de Grecia, y con una Central de Ventas común, domiciliada en Atenas.

La carestía de carbón, el estado incipiente de su industria pesada y la lucha por la autarquía económica de sus vecinos, son las principales dificultades con que actualmente se enfrenta la industria del cemento; aparte de las naturales influencias de prolongada guerra civil.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Societè Anon. des Ciments «Titán», 25 calle Estadio-Atenas. Fábrica: *Eleusis* (*Atenas*).

S. A. de Cemento Chalkidos, 286 calle Estadio-Atenas. Fábrica: *Atenas*.





Societè Generale de Ciments «Herakles» y «Olimpos». Fábricas: *Daprepzona* (*Pireo*). *Volo.*
S. A. «Atlas». Fábrica: *Scaramanga cerca de Eleusis* (*Atenas*).

## HOLANDA

La falta de primeras materias impidió el establecimiento de fabricación propia hasta el año 1929, en el que, aprovechando los yacimientos de margas de creta existentes en S. Piétersberg, cerca de Maastricht (una de las pocas elevaciones del territorio holandés), llevó a cabo la instalación la Ersten Nederlandschen Zemenindustrie, de una fábrica con capacidad de 300.000 Tm. anuales, una de las mayores del mundo, en que una mecanización llevada al máximo permite su explotación con sólo 40 operarios. La maquinaria instalada era de la casa Polysius, de Dessau (Alemania).

Las importaciones de cemento procedían, en su mayor parte, de Alemania y de Bélgica. De un total de 735.000 Tm. importadas en 1929, 365.000 Tm. lo fueron de Alemania y 320.000 Tm. de Bélgica. En 1930, de un total de 805.000 Tm. correspondían a ambos países 384.000 Tm. y 353.000 Tm., respectivamente. Se notaba que, al menos, en los primeros años, la puesta en marcha de la fábrica de Maastricht no redujo el volumen de las importaciones.

La producción de cemento en el período 1934-1938, según las estadísticas de la Sociedad de Naciones, sufrió progresivo aumento, desde la cifra de 394.000 Tm., en el primero de los indicados años, hasta la de 456.000 Tm. en el último. Vencidas las dificultades de la guerra las cifras de los últimos años son las siguientes:

| *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|
| 254.400 Tm. | 403.200 Tm. | 519.600 Tm. | 589.200 Tm. |

## RELACIÓN DE FABRICANTES

Ersten Nederlandschen Zementindustrie Maastricht. Fábrica: *S. Piétersberg.*
Nederlandscher Portland Zement Fabrik, Detlef Rave. Fábrica: *Vijlem-Vaals.*
Portland Zement-Fabrik Nederland, Rotterdam. Fábrica: *Rotterdam.*
Existe en Holanda el excelente laboratorio «Proofstation voor Bouwmaterialen on Bureau voor Chemisch Onderzoek», de la casa Koning & Bienfait, Amsterdam.

## INGLATERRA

Desde la fundación de la fábrica de Wakefield por Aspdin a la espléndida realidad de nueve millones de Tm. de capacidad de producción antes de la guerra (que correspondían a 177 Kgs/habitante) media una distancia enorme, salvada gracias al desenvolvimiento paralelo de la industria metalúrgica y pesada, a la abundancia y calidad del combustible, a la riqueza del país y a la capacidad de los técnicos ingleses.

En 1925 se produjeron 3.752.000 Tm. y, a raíz de las obras que emprendió el Gobierno inglés para remediar la crisis de alojamiento y el paro obrero, se llegó en 1927 a más de los cinco millones de toneladas.

En 1938 alcanzó las 7.900.000 Tm. y se cifra la capacidad de producción en 9.000.000 de Tm. Después de la última guerra se inició rápida recuperación, alcanzando la producción la cifra de 7.000.000 de Tm., en 1947 y la de 8.520.000 Tm. en 1948. Ello permitió reanudar las exportaciones, a las que fueron dedicadas 2.580.000 Tm. en el primero de los indicados años y 2.710.000 Tm. el segundo.

Para el desarrollo comercial existen dos grandes grupos de fábricas, la «Associated Portland Cement Manufacturers Ltd.» y la «British Portland Cement Manufacturers Ltd.», que dominan el 70 % de la producción, unidas en una Central de Ventas; la «Cement Marketing Company», única para fijar precios de venta y repartir los pedidos entre los fabricantes, aunque conservando las marcas de cada uno. Independientemente se fundó la «British Cement Products and Finance Company» para proporcionar medios financieros a los fabricantes y cuidar de los asuntos de publicidad.

Los negocios cementeros en el Reino Unido han marchado hasta la guerra viento en popa, aumentando cada año la producción y el volumen de ventas, que cubriendo suficientemente el mercado nacional, permitía la exportación: especialmente a las Colonias y algún país europeo, como Portugal, y a las Islas Canarias.

Actualmente, a raíz de la guerra, parece que se presentan los problemas que son casi generales; dificultades de suministros, intervención estatal en la distribución de los mismos y el poquísimo margen de beneficios, ya que los precios de venta no han sido aumentados paralelamente a las modificaciones sufridas por los componentes de los costes de fabricación, lo que ha de redundar invariablemente, a la larga, en la calidad del producto.

El continuo aumento del precio del carbón y el aumento de salarios, vacaciones retribuídas, etc., son causas de las modificaciones apuntadas.

Sin embargo, la seguridad de fabricación a plena marcha ha de compensar el pequeño margen de beneficios que apuntamos y a ella tienden los fabricantes incrementando la propaganda y divulgación de los usos del cemento.

La «British Portland Cement Association» es el organismo encargado de esas funciones.

Son muchos los fabricantes ingleses de maquinaria para la fabricación de cemento, así como de elementos de molienda, forros, etc., y existen esparcidas por el mundo innumerables fábricas montadas por firmas inglesas, como la «Vickers-Armstrong United», «Allen and Co.), etc., etc.

La «British Standar Institution» cuida de la redacción de normas, de las que las relacionadas con el cemento son las especificadas en la:

«British Standard Epecifications for ordinav Portland an Rapid-Hardening Portland Cements, 1947. BS-12-40 modificadas por la BS-12-47 (1).

(1) Ver «Cemento-Hormigón», junio de 1919, número 183, páginas 163-165.





Conocemos las siguientes revistas de la especialidad: «Cement and Lime Manufacture», «Cement, Lime and Gravel», «Concrete and Constructional Engineering», todas ellas publicadas en Londres.

Existe además extensísima bibliografía publicada en Inglaterra sobre el cemento, su fabricación y aplicaciones; especialmente los libros editados por la «Concrete Publications» son muchos y muy interesantes.

También son conocidos los laboratorios de investigación con que cuenta la industria inglesa, entre ellos:

Building Research Station (Department of Scientific and Industrial Research), Bucknalls La., Garston, Watford, Herts.

Department of Scientific and Industrial Research and Fire Offices Committee Joint Fire Research Organisation, 123 Victoria S., Westminster, S. W. I. T. Victoria 2493.

Testing Station, Boreham Wood, Elstree, Herts. T. Elstre 1341. (Tests for fire resistance).

Industrial Research Laboratories, Birmingham Corporation, Public Works., Brasshouse Passage, Broad St. Birmingham.

Road Research Station, Harmondsworth-West Drayton (Middlesex).

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO PORTLAND

Associated Portland Cement Manufacturers Ltd.—London. Fábricas: *Northfleet—Kent*; *Aylesford—Kent*; *Frindsbury—Kent*; *Stone—Kent*; *Swanscombe—Kent*; *Newport—Isle of Wight*; *Dunstable—Hertford*; *Leamington—Warwick*; *Holborough—Kent*, y *Murston—Kent*.

British Portland Cement Manufacturers Ltd.—London. Fábricas: *Greenhithe—Kent*; *Rochester—Kent*; *Cherryhinton—Cambridge*; *Upper Beeding-Sussex*; *Luton—Hertford*, y *Grays—Essex*.

Aberthaw & Bristol Channel Portland Cement Co. Ltd.—Cardiff. Fábrica: *Aberthaw—Glamorgen*.

Alpha Cement Ltd.—London. Fábricas: *Rodmell—Sussex*; *Shipton-on-Cherwell—Oxford*; *Cliffe—Ken*, y *Kirton—Lindsey-Lincoln*.

Bairds & Scottish Steel Ltd.—Coatbridge. Fábrica: *Wishaw—Lanarkshire*.

Chinnor Cement & Lime Co. Ltd.—Chinnor. Fábrica: *Chinnor—Oxfordshire*.

Clyde Portland Cement Co. Ltd.—Glasgow. Fábricas: *Hope—Sheffield*, y *Pitstone—Bedford*.

Coltness Iron Co. Ltd.—Newmains (Lanarkshire). Fábrica: *Newmains—Lanarkshire*.

Earle G. & T. Ltd.—Hull. Fábricas: *Hope—Sheffield*; *Melton—Leicester*, y *North Ferriby-York*.

Eastwoods Cement Ltd.—Cambridge. Fábrica: *Barrington—Cambridge*.

Eastwoods Humber Cement Ltd.—Doncaster (Sheffield). Fábrica: *South Ferriby—Lancashire*.

Eastwoods Lewes Cemens-Lewes. Fábrica: *Lewes—Sussex*.

Glasgow Yron & Steel Co. Ltd. Glasgow. Fábrica: *Wisham—Lanarkshire*.

Ketton Portland Cement Co. Ltd. Sheffield. Fábrica: *Ketton—Rutland*.

Lafarge Aluminous Cement Co. Ltd.—London. Fábrica: *West-Turrock—Essex*.

Ribblesdale Cement Co. Ltd. Clitheroe. Fábrica: *Clitheroe—Lancashire*.

Rugby Portland Cement Co. Ltd.—Rugby. Fábricas: *New Bilton—Rugby*; *Long Itchingtong—Rugby*; *Halling—Kent*, y *Guillingham—Kent*.

South Wales Portland Cement & Lime Co. Ltd. Penarth (Cardiff). Fábrica: *Penarth—Cardiff*.

Tunnel Portland Cement Co. Ltd.—London. Fábrica: *Grays—Essex*.

## IRLANDA

Irlanda, que recientemente ha logrado su independencia, con su población de cerca de tres millones de habitantes, es país digno de tenerse en cuenta en cuanto a consumo de cemento.

A pesar de los innumerables intentos desde que se montaron, a principios de siglo, tres pequeñas fábricas, dos en Dublín y una en Drmaghm, que cerraron las primeras a los ocho años, y la última, en 1925, Irlanda no tuvo industria del cemento propia hasta 1938, en el que se construyeron dos fábricas en Drogheda y Limmerik, con capacidad total de 225.000 Tm. anuales que más tarde aumentó hasta 375.000 Tm. que tiene actualmente.

La causa de ello fué principalmente la lucha arancelaria, como secuela de la política con Inglaterra, que no ha visto nunca con buenos ojos la implantación de una industria que pudiera arrebatarle un fácil mercado para sus exportaciones.

Con las citadas fábricas, montadas con todos los adelantos modernos por la filial en Londres de la casa F. L. Smidth, Irlanda ha conseguido casi su independencia económica en la industria que nos ocupa. Pertenecen a la «Irish Free State Cement Company Ltd.», fundada en 1936 bajo la cooperación de la «Tunnel Portland Cement Company», y de capital danés.

El Estado libre de Irlanda consumía en los años anteriores a la instalación de las fábricas mencionadas unas 340.000 Tm. anuales (lo que suponía un consumo de 110 kgs. por habitante), en su mayoría suministradas por las fábricas inglesas. Como consecuencia de la guerra de tarifas fueron disminuyendo los suministros de cemento inglés; en el año 1935 Bélgica mandó a Irlanda 204.000 Tm. de cemento ante una demanda de 250.000 Tm.

Dinamarca aumentó, por el mismo motivo, sus exportaciones a Irlanda. En los años 1937 y 1938 Francia y Polonia aportaron también cemento al mercado irlandés.

España exportó cemento a Irlanda en alguna cantidad, 9.234 Tm., en 1938. Es curioso el hacer notar que el último cemento extranjero que llegó a Irlanda a raíz del bloqueo ocasionado por la última guerra, fué español.

En los últimos años anteriores a la guerra se reunieron en una conferencia los importadores de cemento en Irlanda, y llegaron a un acuerdo sobre regulación de cupos y precios. Una vez disponible la producción propia de cemento se estableció un nuevo convenio entre los países importadores y la Irish Free State Cement Company.

Al estallar la guerra cesaron completamente las llegadas de cemento extranjero. Cuando volvió a reorganizarse la importación, los precios aumentaron a consecuencia del encarecimiento de los fletes y del desfavorable cambio de la moneda.

La producción irlandesa ha ido desarrollándose notablemente, según puede observarse por las cifras que indicamos a continuación (en Tm.), si bien en los dos últimos años de 1942

y 1943 se han visto afectadas por los inconvenientes de la guerra.

| 1938 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 |
|---|---|---|---|---|---|
| 160.000 | 260.000 | 270.000 | 295.000 | 202.000 | 250.000 |

Los datos de las Naciones Unidas no incluyen la producción irlandesa de los años posteriores a la guerra.

En relación con la reorganización de la industria del cemento ha alcanzado gran incremento la industria de los productos del hormigón, y en mayo de 1937 se puso ya en marcha una fábrica de fibro-cemento, la «Asbestos Cement Ltd.», en Athy, condado de Kildarl.

La industria irlandesa del cemento tiene brillante porvenir, debido a la abundancia de excelentes primeras materias, a la cercanía de los grandes centros productores de carbón y a las posibilidades de utilización del producto en las obras necesarias para el desarrollo de este progresivo país.

## ITALIA

La industria italiana del cemento, cuya fundación data de 1876, ha tenido un notable desarrollo; ha llegado a alcanzar el 7.º lugar entre los países productores del mundo y el 4.º entre los europeos. Su historia puede decirse que va ligada a la del importante grupo cementero «Italcementi» que dirige 31 fábricas de cemento, y cuya capacidad de producción se cifra actualmente en 3.000.000 de Tm. anuales y alcanza la mitad de la de todo el país.

El desarrollo antes indicado fué adquirido a partir de la primera guerra mundial y posterior advenimiento del fascismo que, con su política de intensificación de obras públicas y expansión colonial, fomentó amplio consumo de cemento.

En 1934 la producción superaba los 4.000.000 de Tm., y llegó a los 4.600.000 Tm. en 1938, con una capacidad instalada de unos 6.700.000 Tm. Las circunstancias que antes hemos indicado hicieron que la industria italiana del cemento no se viera afectada por la crisis general que la de los restantes países sufrieron en aquella época. De los 4.600.000 Tm. producidas en 1938 se destinaron a la exportación 367.662 Tm. al propio Imperio italiano y 33.000 Tm. a Alemania. De un 2,5 % de la producción que suponían las exportaciones en los años 1934 y 1935, pasaron en 1936 al 7% y en 1938 al 9 %.

En los años anteriores a la segunda guerra mundial el consumo por habitante rebasaba los 95 kilos anuales.

Según un informe sobre la situación de la industria italiania, publicado en el año 1946 por la revista «Il Cemento Armato» (1), el número, emplazamientos y capacidades anuales de producción de las fábricas eran los siguientes:

| ZONAS | Fábricas | Capacidad anual de producción en Tm. |
|---|---|---|
| Piamonte | 20 | 900.000 |
| Liguria | 2 | 390.000 |
| Lombardía | 16 | 1.175.000 |
| Venecia | 15 | 940.000 |
| Emilia | 10 | 360.000 |
| *Total Italia del Norte* | 63 | 3.765.000 |
| Marcas | 4 | 195.000 |
| Toscana | 16 | 630.000 |
| Umbría | 3 | 125.000 |
| Abruzos | 3 | 65.000 |
| Lacio | 4 | 470.000 |
| *Total Italia del Centro* | 30 | 1.485.000 |
| Campania | 4 | 195.000 |
| Puglia | 9 | 310.000 |
| Calabria | 1 | 5.000 |
| Cerdeña | 1 | 60.000 |
| Sicilia | 3 | 165.000 |
| *Total Italia del Sur* | 18 | 735.000 |
| TOTALES | 111 | 5.985.000 |

Más de los dos tercios de la industria del cemento se encuentra enclavada en la Italia del Norte y en Toscana. Esta concentración hacía que los precios fueran, en 1934, un 40 % más altos en Roma que en Milán. De 1934 a 1939 se produce casi una nivelación, a consecuencia de las mejoras de los transportes y las inversiones de capitales en la industria de las zonas Centro y Sur.

En este período se dió también gran desarrollo a la racionalización de la industria. Casi un 30 % de las fábricas fueron paradas, y se consiguió, no obstante, un aumento de un 60 % en la producción. A pesar de ello, el cupo medio de producción de las fábricas llegó sólo a alcanzar las 46.575 Tm. anuales, muy inferior a los de otros países. Sigue predominando en la industria italiana el tipo de fábrica de pequeña y media producción.

Durante la segunda guerra mundial la demanda de cemento continuó siendo grande, pero la producción se vió afectada por las medidas restrictivas de diverso orden que la guerra impuso y las dificultades producidas por la política de mantenimiento de precios. En todo este tiempo la distribución de todos los aglomerantes, tanto en el interior del país como a los mercados de exportación, fué monopolizada por el «Consorcio Italiano Leganti Idraulici», que englobó la distribución regional que existía anteriormente.

En el mismo período la industria italiana del cemento se vió incrementada con la incorporación de las fábricas de Dalmacia, región que contribuyó siempre al desarrollo de la industria. Al finalizar las hostilidades muchas fábricas quedaron gravemente dañadas, especialmente las de la zona Centro. Por ello el suministro de cemento en la Italia central y meridional llegó a constituir un serio problema, agravado por las dificultades de los transportes. En esos momentos se estimaban necesarios para la reconstrucción del país unos 9.000.000 de

(1) Ver «Cemento», núm. 150, septiembre de 1946, páginas 241 y 242.





Tm., lo que da idea de la cuantía de materias primas y medios necesarios. La capacidad de producción se vió también mermada por la pérdida de las fábricas dálmatas.

Gracias a los adelantos conseguidos en la reconstrucción se estimaba ya en 1946 normalizada la industria, en su aspecto de producción, e incluso compensadas las pérdidas producidas por la separación de las fábricas antes indicadas y las de Trieste. Se estima la capacidad de producción en unos 6.000.000 de Tm.

Entre las nuevas instalaciones efectuadas merecen mencionarse las de los hornos rotatorios puestos en marcha en Vittorio Venetto, Cividale del Friuli y Monopoli, y la inauguración de la fábricas de Vibovalentia y Borgo S. Dalmazzo, con capacidad de 250.000 Tm., y la de cemento blanco de Civitavechia, que suplirá a la de Pola.

No son tan optimistas las impresiones en lo que se refiere al aprovechamiento de la capacidad de la producción. Ésta se encontraba reducida al 40 % a consecuencia de dificultades en el abastecimiento de combustibles, energía eléctrica, cuestiones sociales, restricciones de crédito y transportes. Parece que en los últimos meses se nota mejoría en este aspecto.

En cuanto a capacidad de consumo, nuestras noticias son de la misma índole. Alcanza la demanda poco más de la mitad de la capacidad de producción. Se ha iniciado activa campaña de propaganda para su intensificación, pero las previsiones para el porvenir son inciertas y dependen de la normalización económica del país y consiguiente desarrollo de las construcciones.

Es considerable la aportación de la industria italiana al desarrollo y perfeccionamiento de la industria del cemento. Muchas y bien orientadas publicaciones profesionales, entre las que destacan «Il Cemento» y «L'Industria Italiana del Cemento», publicadas en Milán y Roma, respectivamente, se editan de nuevo en Italia.

El laboratorio de Investigación de la Italcementi, en Bergamo, ha realizado notables trabajos sobre problemas de la resistencia química de los cementos, desprendimiento de calor durante el fraguado, análisis químicos a base de investigaciones microscópicas, estudios petrográficos sobre el «clinker», fenómenos del fraguado, etc., etc. Ha concedido atención especial al estudio del cemento puzolánico, del que dicha empresa es una de las mayores productoras del mundo.

El Ministerio de Obras Públicas tiene redactadas normas sobre cementos: R. D. 16-11-1939, núm. 2228. Gaff. Uff. número 92, 18-4-1940.

La bibliografía del cemento es notable en este país, y también hay que destacar la importante contribución de los técnicos de la construcción, que han publicado muchos libros sobre hormigón armado, grandes construcciones, obras públicas, carreteras, etc., etc.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

ITALCEMENTI Fabbriche Riunite Cemento, Bergamo. Fábricas: *Albino, Alzano Lombardo, Apuania, Borgo S. Dalmazzo, Cagliari, Calusco d'Adda, Casale Monferrato, Catanzaro, Cividale, Civitavecchia, Génova, Imperia, Incisa Valdarno, Livorno, Modugno, Monopoli, Olgiate Calco, Ozzano Monferrato, Palazzolo s/Oglio, Pontassieve, Pontremoli, Rapallo, Salerno, Schio, Senigallia, Tregnazo, Trento, Vaiano, Villa d'Almè, Villafranca Tirrena* y *Vittorio Veneto.*

UNIONE CEMENTI MARCHINO & C. Casale Monferrato, Piamonte. Fábricas: *Casale Monferrato* - Viale Prioco, *Casale Monferrato* - Strada Valenza, *Castellavazzo (Belluno), Cisano Bergamasco (Bergamo), Ghiare di Berceto (Parma), Morano Po (Alessandria), Ozzano Monferrato (Alessandria), Prato Toscana (Firenze), Settimello (Firenze)* y *Ventoso di Scandiano (Reggio Emilia).*

*Fábricas asociadas:*

S. p. A. Piamontese Cementi e Calce. Fábrica: *Casale Monferrato.*

Società Istriana Dei Cementi-Anonima. Fábrica: *Pola.*

S. p. A. Cementi e Calci Emilia. Fábrica: *Piacenza.*

S. p. A. Scandianese Leganti Idraulici. Fábricas: *Scandiano (Reggio Emilia)* y *Vezzano S. Crostolo.*

S. p. A. Fabrica Calci Idrauliche e Cementi «Valle Marechia». Fábrica: *S. Arcangelo di Romagna.*

S. p. A. Cementi di Fabriano. Fábrica: *Fabriano (Ancona).*

S. p. A. Cementerie Italiane di Guidona. Fábrica: *Guidona (Roma).*

Giuseppe Bonsaglia - Industria di Cementi Portland e Calci. Fábrica: *Val S. Martino (Bergamo).*

Gallo de Dato & Co. Fábrica: *Molfetta (Bari).*

Deregibus & Portis. Fábrica: *Casale Monferrato.*

Natale Ferrari - Fabbrica Calce, Cementi Laterizi. Fábrica: *Serralunga ai Crea (Alessandria).*

Cementerie Siciliana. Fábrica: *Palermo.*

F.lli Buzzi - Casale Monferrato. Fábrica: *Trino Vercellese (Novara).*

F.lli Caroni Da Aglio. Fábrica: *Casale Monferrato.*

F.lli Cerrano di Giuseppe Fabbrica Cementi. Fábrica: *Sta. Marinella (Roma).*

F.lli Stella di Ugo Fabbrica Cemento Portland. Fábrica: *Sassoferrato (Ancona).*

Impresa Comolli S. A. per l'Industria Cementi Portland. Fábrica: *Zogno (Bergamo).*

Industria Italiana Cementi. Fábrica: *Mortizza (Piacenza).*

Michele Maroccoli. Fábrica: *Bari.*

Searfiotti, Volpini e C. Fabbrica Cemento Portland e Calce idraulica. Fábrica: *Porto Recanati (Macerata).*

S. A. Bergamasca Cementi Portland et Calci idrauliche. Fábrica: *Albino (Bergamo).*

S. A. Calce, Cementi e Laterizi. Fábrica: *Stradella (Pavia).*

S. A. Calce e Cimenti delle Sieci. Fábrica: *Le Sieci (Firenza).*

S. A. Calci Cementi Laterizi, C. Palli e Figli. Fábrica: *Voghera (Pavia).*

S. A. Calci e Cementi di Testi. Fábrica: *Testi (Firenze).*

S. A. Cementeria Italiana. Fábrica: *Livorno.*

S. A. Cementi ed Affini. Fábrica: *Monopoli (Bari).*

S. A. Cementi Etna. Fábrica: *Catania.*

S. A. Cementifera Italiana. Fábrica: *Broni (Pavia).*

S. A. Cementi Isonzo. Fábrica: *Plava.*

S. A. Cementi La Sangritana. Fábrica: *Bomba (Chieti).*

S. A. Cementi Po, Forni Calci e Cementi del Monferrato. Fábrica: *Trino Vercellese (Novara).*

S. A. Cementi Salentini. Fábrica: *Salerno.*

S. A. Cementi Trinacria. Fábrica: *Catania.*

S. A. Cemento Portland, Trieste. Fábricas: *Bari, Buccari (Fiume), S. Giovanni, a, Teduccio (Napoli), Senigalli (Ancona), Torre del Greco (Napoli)* y *Trebisacce (Consenza).*

S. A. Cementi P. Artificiale «ITALIA». Fábrica: *Genna.*

S. A. Fabbrica Cementi Gorlago. Fábricas: Lecco *(Como)* y *Gorlago (Bergamo).*





S. A. Fabbrica Cemento Portland gia Montandon. Fábrica: *Ponte Chiasso* (*Como*).
S. A. Industria Cemento. Fábrica: *Barleta* (*Bari*).
S. A. Portland Casaiesi. Fábrica: *Casalè Monferrato*.
S. A. Ranieri Quilico. Fábrica: *Murisengo* (*Alessandria*).
S. A. Veneta Cementi. Fábricas: *Adria* (*Rovigo*) y *Chioggia* (*Venizia*).
Soc. Calce e Cementi di Monsavano. Fábrica: *Monsavano* (*Firenze*).
Soc. Cementi del Friulli. Fábrica: *Udine*.
Soc. Cementi del Veneto. Fábrica: *Padova*.
Soc. Cementicia Val di Marina. Fábrica: *Calenzano* (*Firenze*).
Soc. Industriale Romagnola. Fábrica: *Ravena*.
Soc. Mitanesi, e, Azzi. Fábricas: *Bari*, *Borgotaro* (*Parma*) y *Piombriono* (*Pisa*).
Soc. Pelino Panfilo é C. Fábrica: *Castellamare* (*Terano*).
Soc. Pietro Batbesino. *Morano Po* (*Alessandria*).
Soc. Toscana Calce e Cimenti. Fábrica: *Montenero* (*Livorno*).
Soc. Umbra Cemento Portland. Fábrica: *Gubbis* (*Perugia*).
Soc. Unione Elettrica Cementi. Fábrica: *Sarezzano* (*Alessandria*).
Soc. Zippitelli, Ridola e Gatti. Fábrica: *Bari*.

## NORUEGA

La fabricación de cemento portland en Noruega empezó en 1892, con la fundación de la Christiania Portland-Cementfabrik, de Oslo, que montó su primera fábrica con capacidad de producción de 10.000 Tm., que hoy ha sido elevada a 250.000 Tm.

La producción total fué de 400.000 Tm. en el año 1929, de las que 150.000 Tm. fueron exportadas. Esta producción bajó hasta 249.000 Tm. en el año 1934, a consecuencia de la crisis general, y volvió a recuperar las 390.000 toneladas métricas en 1939. A partir de 1923 aumentó el consumo interior, dando lugar al desarrollo que, desde entonces, experimentaron sus fábricas. Las estadísticas de las Naciones Unidas no comprenden la producción noruega en los años posteriores a la guerra, pero de datos directos sabemos que de 436.000 Tm. producidas en 1946 se ha pasado, en 1948, a la cifra de 525.000 Tm., con un máximo aprovechamiento de la capacidad de las fábricas.

La industria del cemento ha sido una de las que mejor han sobrellevado los avatares de la pasada contienda, puesto que sólo la sufrió indirectamente. Durante la ocupación siguió fabricando a ritmo acelerado, a pesar de las múltiples dificultades de tipo material, bajo la inspección de los alemanes, que necesitaban del cemento para sus enormes obras de fortificación, en la muralla del Atlántico principalmente.

Acabada la contienda y con sus fábricas intactas, la demanda de cemento aumentó sobre la anterior a la guerra, absorbiendo toda la producción, que en otros tiempos se exportaba en gran parte.

La capacidad total de producción anual se calcula sobre 561.000 Tm. Están en plan de realización ampliaciones y nuevas construcciones que elevarán esta cifra a las 700.000 Tm.

Gran parte de la producción se destina a la construcción de presas y de obras hidroeléctricas, pues, a pesar de los 2.600.000 Kw. que actualmente produce, las posibilidades de explotación de la llamada «hulla blanca» son ilimitadas y se tienen en construcción y proyecto grandes obras, de tal modo que en plazo muy breve estarán funcionando nuevas centrales con 400.000 Kw. de fuerza.

Existen actualmente tres grandes compañías, dos de las cuales tienen la venta organizada en común; pertenecen todas a la Asociación Noruega de Cemento Portland.

Como curiosidad, citaremos que la fábrica de la «Nordland» está situada más al Norte del círculo polar Ártico.

En el Norte abunda la piedra apropiada para la fabricación, pero, por estar en zonas muy poco pobladas, no se explotan estos yacimientos.

Las dos fábricas del Sur explotan margas de composición parecida a un cemento natural, que proceden del período Silúrico.

La escasez de carbón, que se dejó sentir en 1945, ha dejado de ser problema, y se importa actualmente de Polonia; además, el empleo de «fuel-oil» se está desarrollando con gran intensidad. Actualmente se ha adoptado una solución mixta, quemando «fuel» y carbón a la vez.

Un problema con el que han de luchar los fabricantes noruegos es el de la existencia de pirita ($FeS$) en la marga que explotan, y como quiera que no se puede pasar en el «clinker» del 1 % de $SO_3$ se han realizado muchos experimentos a fin de resolver esta dificultad.

En cambio, tienen a su favor dos factores importantísimos: la baratura de la energía eléctrica y la facilidad de obtención de envases de papel de gran calidad y bajo precio, de tal modo que hoy día se ha generalizado el uso exclusivo de sacos de papel de 50 Kgs. de capacidad.

Para la exportación se usa el envase de 6 hojas y para el consumo nacional el de 5 y hasta 4 hojas.

La «Christiania Porland Sement Co.» posee una fábrica propia de sacos de papel.

Actualmente se produce solamente cemento «portland» normal, aunque existe gran demanda de cementos especiales. Antes de la guerra se fabricaban, además, «Supercemento», «Puzolánico», y uno llamado «Medusa Cemento», que no era más que un «portland» corriente al que se le había adicionado en el «clinker» una cierta cantidad de lechada de cal.

Las mismas compañías que fabrican el cemento, absorben, en parte, la producción por medio de sus filiales que producen derivados del cemento. Así, la «Norvegian Asbestos Cement Co.» de la «Christiania».

La seguridad del mercado, la falta de conflictos sociales, la existencia de Laboratorios de ensayos en las mismas fábricas, etc., etc., hacen que el porvenir de la industria del cemento en Noruega sea de lo más halagüeño, y de aquí que estén en proyecto ampliaciones en todas sus fábricas, que tienen ya hechos sus pedidos principalmente a la casa F. L. Smidth, de Copenhague.

Las normas para ensayos de cemento son las especificadas en la «Norges Standardiserings-Forboun (N. S. F.)», Oslo, 1935.





## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Nordland Portland Comenfabrik A. S. Fábrica: *Kjöpsnes.*
A. S. Nordenfjeldsk Portland Cementfabrik. Fábrica: *Dronthein.*
Christiania Portland Cementfabrik. Fábrica: *Oslo.*
Cementfabrik Norge Portland Cementfabrik A. S. Fábrica: *Oslo.*
Dalen Portlandcementfabrik. Fábricas: *Dalen* y *Brevik.*

## PORTUGAL

La industria del cemento en Portugal, iniciada en 1890, no llegó a adquirir cierta importancia hasta el año 1919 al fundarse la «Empresa de Cimentos de Leiria», que puso en marcha su fábrica de Maceira, en 1923.

Inglaterra, Bélgica y, más tarde, Alemania y Dinamarca, surtieron el mercado portugués. En 1930 la producción nacional alcanzó cerca de las 100.000 Tm., sin llegar a cubrir las necesidades del país, cuyas ventas se intensificaron merced a las obras públicas y a la propaganda efectuada por los técnicos, respecto al uso y aplicaciones del cemento «portland».

En la actualidad existen cuatro fábricas a la producción de cemento «portland»: Leiria, Tejo, Secil y Cabo Mondejo, cuya producción se elevaba a 410.000 Tm. A la Compañía de Cabo Mondejo le fué concedida una prórroga de 24 meses, en marzo de 1946, para la instalación de su horno de 60.000 Tm. y en la misma fecha a Leiria y Tejo autorizaciones de aumento de instalaciones para 100.000 Tm. y 60.000 Tm. anuales, respectivamente. Secil fué también autorizada, en la misma fecha, para la instalación de un nuevo horno rotatorio de 73 mts. de longitud. Con estas ampliaciones la industria portuguesa casi duplicará su capacidad de producción.

La fábrica de cemento blanco de Pataias ha sido montada con la cooperación de técnicos y capitalistas españoles, dedicados a la misma especialidad y muy acreditados en su país.

Hoy en día es notoria la escasez de cemento a consecuencia de las dificultades para el abastecimiento de carbón y adquisición de maquinaria extranjera y del incremento de la demanda motivada por el resurgimiento económico del país.

Las ventas han venido aumentando hasta 1939; sufrieron después un descenso, a consecuencia del período anormal de la guerra y dificultades de la misma. Actualmente la producción es muy superior a consecuencia de las ampliaciones indicadas.

*Ventas anuales en toneladas métricas*

| *1934* | *1935* | *1936* | *1937* | *1938* | *1939* | *1940* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 185.000 | 214.000 | 245.000 | 254.000 | 268.000 | 297.000 | 273.000 |
| *1941* | *1942* | *1943* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
| 272.000 | 244.000 | 247.000 | 262.800 | 330.000 | 427.200 | 496.800 |

La metrópoli efectúa, no obstante su deficitaria producción, exportaciones a sus colonias que no cuentan con fabricación propia. Las cifras de estas exportaciones, en los años anteriores a la guerra, fueron las siguientes, en su mayoría destinadas a la colonia de Angola.

| *1936* | *1937* | *1938* | *1939* |
|---|---|---|---|
| 7.670 | 13.465 | 17.570 | 10.040 |

Las normas para la recepción del cemento portland en Portugal, son la incluídas en el Decreto núm. 18.782 del Ministerio de Comercio y Comunicaciones, Dirección General de Edificios y Monumentos Nacionales, de fecha de agosto de 1930.

En el Diario del Gobierno de 10 de octubre de 1946 se publicó el informe emitido por la Comisión nombrada para estudiar y fijar las características de los cementos especiales de bajo calor de hidratación.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| Nombre de la Empresa | Marca | Situación | Capacidad de producción |
|---|---|---|---|
| Empresa de Cimentos de Leiria. | LIZ | Maceira - Leiria | 165.000 Tm. |
| Companhia Cimento Tejo. | TEJO | Alhandra | 90.000 Tm. |
| SECIL Companhia Geral de Cal e Cimento. | SECIL | Outao | 95.000 Tm. |
| Companhia de Carboes e Cimento de Cabo Mondego. | SARL | Figueira da Foz | 60.000 Tm. |
| Companhia Portuguesa de Cimentos Brancos. | CIBRA | Pataias - Leiria | 40.000 Tm. |

## SUECIA

Las condiciones naturales para el desarrollo de la industria del cemento son muy favorables en este país, ya que abundan las primeras materias y el carbón en regiones muy próximas y en algunos casos coincidiendo. Sin embargo, el yeso debe importarse (de Francia principalmente).

Así, en las cercanías de Annetorp y SO de Malmoe se encuentran las calizas que abastecen a la mayoría de fábricas suecas, y los yacimientos principales de carbón también se encuentran en el Sur, en la provincia de Shonen.

Precisamente allí se montó la primera fábrica, ya en 1872, para producir 3.500 Tm. anuales. A pesar de las dificultades que oponía la competencia del cemento extranjero, pronto se





montaron nuevas fábricas; se produjeron en el año 1913, 390.000 Tm., y al empezar la guerra, en 1914, la capacidad de producción era ya de 425.000 Tm. anuales, lo que da idea del rápido progreso; trabajan en ellas 1.156 obreros y empleados.

Después de la guerra europea siguió la producción ritmo creciente y la industria sueca se encontró en buenas condiciones para resistir la crisis de los años 1930-1932. El año 1929 alcanzó la cifra de 570.000 Tm., y en 1934, la de 583.000 Tm. Más tarde, al desarrollarse un importante plan de obras hidráulicas y de carreteras, aumentó hasta la notable cifra de 1.185.000 Tm., en 1939, triplicando, pues, su producción respecto al año 1913.

En el período 1941-1943, la producción se mantuvo con un promedio de 800.000 Tm. anuales no obstante las dificultades producidas por la guerra; en el año 1945 iba en aumento, superando en un 7 % la de 1939. Las cifras de los años posteriores a la guerra son las siguientes, en toneladas métricas:

| *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|
| 1.213.000 | 1.461.000 | 1.550.000 | 1.490.000 |

Se ha de notar que han tenido gran parte en el desarrollo de la producción, los esfuerzos que se han hecho para una concentración de la industria, análogamente que en Inglaterra y Dinamarca, de modo que actualmente se concentra en pocas fábricas bien situadas y perfectamente equipadas.

Tenemos noticias de haberse puesto últimamente en marcha la nueva fábrica de VIKA, al Sur de Estocolmo, con producción de 1.000 Tm. diarias.

La Skanska Cement Aktiebolaget (la antigua S. A. de Schonen fundada en 1871) reúne con sus compañía asociadas el 85 % de la producción nacional. A este grupo pertenecen las modernas fábricas de Limhann, Hallekis y la de Köping, cerca de Estocolmo, que se empezó a montar en 1941. La fábrica de Limhann puede producir 1.000 Tm. diarias.

La Central de Ventas de las fábricas suecas de cemento, denominada «Cementa», viene actuando sin interrupción desde 1893, y ha contribuído eficazmente al desarrollo de la industria. Ha sido una de las primeras organizaciones del mundo en su clase.

Suecia ha procurado restringir las importaciones de cemento, que han sido en 1938 del 2 % del consumo total. La mayor parte de esas importaciones estaban constituídas por cementos especiales, blancos o de color, que Suecia no fabricaba todavía.

Su principal proveedor era Dinamarca, que por la ventajosa situación geográfica de sus fábricas, economía de precios de coste y transporte y favorable cambio entre su moneda y la sueca, estaba en condiciones muy favorables a este respecto.

Suecia encontró desde el principio mercado para exportar su cemento, y han sido sus principales compradores, Argentina, Rusia, Dinamarca y Finlandia, así como también exportó pequeñas cantidades a Australia, Sud-África, Alemania y Noruega.

Más tarde se incorporaron a esta lista, Brasil y Centro América, y se perdieron, en cambio, los mercados de Finlandia y Sud-África, al contar éstos con industria propia.

Actualmente la exportación ha decrecido a consecuencia, primero, de las crisis y, luego, de las circunstancias derivadas de la guerra. Actualmente son el mejor mercado para el cemento sueco, Centro y Sud-América.

Gracias a la neutralidad observada en la pasada contienda, hoy se encuentra Suecia con la totalidad de su industria intacta y se presenta para ella brillante porvenir, y muy posible participación de su industria en la reconstrucción europea.

Conocemos la interesante revista «Cement och Betong», que se publica en Malmoe, especializada en temas de fabricación y aplicaciones del cemento y también hemos visitado el Laboratorio del «Svenska Forskninginstitutet for Cement och Beton»-Kungl, Tekniska Högskola de Stockholm, patrocinado por la Agrupación de Fabricantes de Cemento, modelo en su género (1).

Las normas para ensayos de cementos son las marcadas en la «Statens Offentliga Utredmingar, 1934. Asociación de Ingenieros y Arquitectos suecos, 1934.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Baltiska Cementfabrik. Fábrica: *Skanor* (*Malmoe*).
Klagshamn's Cementwerke A. B. Fábrica: *Klagshamn* (*Malmoe*).
Oelands Cement Aktiebolag. Fábrica: *Degerhamn* (*Oland*).
Skanska Cement Aktiebolag. Fábricas: *Köping* (*Wastmanland*), *Hällekis* (*Skaraborg*), *Limhamn* (*Malmoe*) y *Lomma* (*Malmoe*).
Smedstorp Cementfabrik A. B. Fábrica: *Malmö* (*Malmoe*).
Visby Cementfabrik. Fábrica: *Visby* (*I. Gotland*).
Cementfabrik Aktiebolag Ifô. Fábricas: *Bromôlla* (*Kristianstad*) y *Vika* (*Stokholm*).

## SUIZA

Las estadísticas que conocemos no hacen distinción especial entre los diferentes productos de la industria del cemento, que aparecen bajo una denominación colectiva. En el año 1923 comprendían 45 empresas sometidas a la ley federal sobre las fábricas, de ellas 44 en actividad. Desde entonces algunas fábricas han sido cerradas, otras transformadas y nuevas empresas fueron creadas, lo que hacía descender a 40 el número de ellas.

Según datos obtenidos del suplemento de los «Rapports economiques et Statistiques sociales» publicadas por el Departamento Federal de la Economía Pública, año 1929, y de la «Dokumentationen über die Schweizerische Cementindustrie» - Herausgegeben von der E. G. Portland, Dezember 1948 el número de fábricas dedicadas en la actualidad a la fabri-

(1) Ver «Cemento-Hormigón», número 162, septiembre de 1947, páginas 272-274.





cación de cemento portland puede fijarse en 19, integradas en 15 sociedades.

La capacidad de producción de la industria suiza del cemento portland puede fijarse actualmente en una cifra próxima a los 2.200.000 Tm. anuales. La citada E. G. Portland domina en la actualidad la casi totalidad de esta producción, ya que en ella están integradas 13 empresas con 17 fábricas y una producción anual de 1.200.000 Tm.

La repartición geográfica de las fábricas es, por cantones, la siguiente:

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Argovie | 4 | Soleure | 1 | Neuchâtel | 1 |
| Berne | 4 | St. Gall | 1 | Valais | 1 |
| Vaud | 2 | Schaffouse | 1 | Genève | 1 |
| Bâle-Campagne | 2 | Schwyz | 1 | | |

Los emplazamientos de estas fábricas están determinados, como es lógico, por la existencia de los yacimientos calcáreos. Esto explica que la mayor concentración se encuentre en la región del Jura, o en sus vertientes y que revele mayor densidad en Agovie; las restantes están diseminadas entre Préalpes, Rhône, Aar, Reuss y Rhin (lago de Walenztadt).

Las cuatro fábricas argovianas absorben aproximadamente el 40 % de las ventas totales de cemento. Estos totales, que en el período 1917-1922 representaban un promedio anual de 275.000 Tm., se elevaron, de 1923 a 1927, a cerca de las 500.000 Tm. El máximo de ventas de antes de la guerra se alcanzó en 1931, con un total de 845.000 Tm. A partir de entonces, la industria suiza del cemento se vió afectada por la baja general, que se intensificó a partir de 1935, y no ha alcanzado aún su recuperación.

Durante los años de guerra, sólo en 1941 llegó a las 711.000 Tm. Las cifras, hasta 1945, están por debajo de las 500.000 Tm.

A partir de 1945 empieza la recuperación; alcanzó la cifra 596.000 Tm., que se eleva en 1947 a cerca de 1.000.000 de Tm. No obstante este gran aumento de producción, muy cerca del doble de la anteguerra, la demanda no puede ser cubierta, por lo cual se han recibido importaciones de Francia, Bélgica y Checoeslovaquia; incluso de Alemania se importaron, en 1947, 16.000 Tm. La calidad de estos cementos importados parece fué inferior a la nacional.

El «Laboratoire Fédéral d'Essais des Matériaux et Institut de Recherches», de Zurich, efectúa interesantes investigaciones sobre las aplicaciones del cemento, bajo la dirección de nuestro estimado amigo y bien conocido Presidente, Mr. Ros.

Como publicación dedicada especialmente a la industria, conocemos el «Cementbulletin», E. G. Porland, Zurich, 1.

Las normas de ensayos de cemento son las estudiadas por la Sociedad Suiza de Ingenieros y Arquitectos, de 1933, modificadas por el complemento de 1945 (1).

---

(1) Véase «Cemento-Hormigón», tomo VI, pág. 59 y tomo XIII, págs. 214-216 (1947).

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

*Grupo E. G. PORTLAND.*

Cement & Kalkfabrik Unterterzen A. A. - Heerbrugg. Fábrica: *Unterterzen.*

Portland-Cementwerk Thayngen A. G. Thayngen. Fábrica: *Thayngen.*

K. Hürliman Söhne A. G. Brunnen. Fábrica: *Brunnen.*

Portland-Cementwerk Würenlingen. - Siggenthal A. G. Würenlingen. Fábrica: *Siggenthal.*

Cementfabrik Holderbank - Wildegg A. G. Holderbank. - Wildegg. Fábrica: *Holderbank.*

Jura-Cementfabriken-Aarau. Fábrica: *Wildegg.*

Portland-Cementwerk A. G. - Olten. Fábrica: *Olten.*

Wilhelm Brodtbeck A. G. Liestal. Fábrica: *Lausen.*

Portland-Cementfabrik Laufen. - Liesberg. Fábricas: *Liesberg, Münchenstein* y *Soyhière-Bellerive.*

Cementwerke Därligen A. G. - Bern.. Fábrica: *Däligen.*

Cement & Kalkfabriken R. Vigier A. G. Luterbach. Fábrica: *Reuchenette.*

Société des Chaux et Ciments de la Suisse Romande. - Lausanne. Fábricas: *Roche, Baulmes* y *Vouvry.*

Fabrique de Ciment Portland S. A. Vernier. - Genève. Fábrica: *Vernier.*

Ciment Portland S. A. St. Sulpicie. Fábrica: *St. Sulpicie.*

Sociétét des Usines du Furcil. - Noiraigue. Fábrica: *Noiraigue.*

## TURQUÍA

La producción de cemento en Turquía se cifraba, en 1929, en 65.000 Tm. En este año se constituyó la «Société Anon. Turque de Ciments d'Anatolie», por la Sociedad Belga Financiera de Cementos (CIMFINA) en unión de la Casa F. L. Smidth de Copenhague, que instaló su fábrica en Kartal (Constantinopla).

En el año 1938 la producción alcanzó la cifra de 287.000 Tm. A partir de esta fecha bajó la producción a consecuencia de las dificultades para la adquisición de elementos auxiliares indispensables, piezas de recambio y elementos de maquinaria.

La reorganización de la industria del cemento turca se hizo a partir de 1939, con la cooperación alemana, pero no se han logrado las esperanzas que se concibieron a consecuencia del elevado grado de autarquía requerido. El aumento de producción obtenido después de la guerra es de poca consideración, como se observa en las siguientes cifras obtenidas en dichos años.

| *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|
| 287.000 | 297.600 | 325.200 | 344.400 | 340.000 |

Las fábricas instaladas se encuentran todas ellas concentradas en la región del Mármara, con excepción de la de Siwas.

Según nuestras últimas noticias, ante el aumento de la demanda de cemento, que hace considerar necesaria la producción de 600.000 Tm. anuales, la fábrica de Siwas ha doblado su capacidad y el «Sumerbank» de Ankara ha celebrado un contrato con la antigua casa alemana Gloecker-Humboldt Werke A. G. (en la zona británica) para la nueva ampliación.

Dos nuevas fábricas van a ser construídas en Izmir y Zoguldak.





RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Société Anon. Turque de Ciments d' Anatolie. Fábrica: *Kartal.*
Cementfabrik «ARSLAN». Fábrica: *Daridje.*
Cementfabrik «Eski Hissar». Fábricas: *Guëbsé* y *Siwas.*

EUROPA ORIENTAL

BULGARIA

La industria búlgara del cemento fué fundada en el año 1910, en el que se constituyó la «Granitoid A. G.», de Sofía, con el carácter de sociedad comanditaria, por un grupo alemán, y el mismo año se fundó la «Lew A. G.», de Plevna.

La sociedad «Granitoid A. G.» construyó su fábrica en Batanofzi, cérca de Pernik (distrito carbonífero), con maquinaria de procedencia alemana, que no estuvo en condiciones de funcionamiento hasta 1914. Los años de la primera guerra mundial dificultaron mucho la marcha de la explotación, y se vió muy reducida la producción. El año 1923 tuvo una primera ampliación, y ya en 1927 rebasó las 100.000 Tm. de producción; en 1939 duplicó esta cifra. La capacidad de esta empresa se apreciaba ya, en 1927, en 240.000 Tm. anuales.

La segunda sociedad inició su producción en el año 1927 con una cifra muy modesta, 8.000 Tm. anuales. En 1940 contaba ya con una capacidad de 40.000 Tm., después de una ampliación hecha con material Skoda.

La industria búlgara cuenta con existencias en el país de todas las materias primas necesarias para su desarrollo, y es ejemplo patente del modo cuidadoso y meditado con que Bulgaria fué desarrollando su industria, si bien dentro de los límites reducidos de su economía, característicamente agrícola.

La crisis económica mundial produjo un retroceso en la producción durante los años 1931 a 1937, agravado en 1934 con el establecimiento de impuestos y gabelas sobre el cemento, que, al no ser compensados con una elevación de precios perjudicaron gravemente a la industria.

La Granitoid, que ocupa en forma muy destacada el primer lugar en la industria búlgara, tenía intereses en la carbonífera, eléctrica y explotaciones mineras, lo que la hacía disfrutar de ventajas económicas y excelente situación en los negocios cementeros. También estaban, a su vez, interesados en ella capitales alemanes, a través de la S. A. de Empresas Eléctricas e Industriales de Zurich.

Los datos de producción hasta el año 1940 son los siguientes:

| | *1929* | *1938* | *1939* | *1940* |
|---|---|---|---|---|
| Capacidad de producción ... | 248.000 | 248.000 | 260.000 | 280.000 |
| Producción efectiva... ... ... | 151.000 | 194.000 | 210.000 | 200.000 |

La capacidad de producción se repartía en 240.000 Tm. para la Granitoid, y 8.000 Tm. para la Lew, en 1929 y 1938, y 20.000 Tm. para esta última, en los años 1939 y 1940.

Tenemos noticias de otras dos pequeñas fábricas de la «Kotwa A. G.» y la «Krumero», pero sus producciones no son tenidas en cuenta en las estadísticas que poseemos. Ignoramos también la clase de cemento que producían.

Por la situación en que actualmente se encuentra este país, carecemos de noticias recientes de la situación de su industria.

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Granitoid A. G. Sofía - Poduene. Fábrica: *Batanofzi (cerca de Pernik).*
Lew A. G. Plevna. Fábrica: *Plevna.*
Kotwa A. G. Burgas. Fábrica: *Burgas.*
Krumero. Schumen. Fábrica: *Schumen.*

CHECOESLOVAQUIA

La industria del cemento en este país, una de las más antiguas de Europa, ya que tenemos noticias de la fundación de su primera fábrica en Bohosudor, en 1860, ha pasado las mismas vicisitudes que la húngara, a consecuencia de los cambios políticos y territoriales sufridos durante el presente siglo.

La producción de cemento, que se estimaba, en 1929, en 809.000 Tm. anuales, llegó a la cifra de 1.459.000 Hm. en 1938. Parece que pudo salvar de modo más favorable que las otras naciones el período de crisis, a partir de 1931, ya que, según datos de las estadísticas de las Naciones Unidas, se mantuvo de 1931 a 1935 en un promedio de producción anual de 1.000.000 de Tm., que se elevó en 1937 a 1.350.000 Tm. y a la cifra indicada en 1938.

Carecemos de datos informativos a partir de esta fecha.

Según nuestras últimas noticias las normas para ensayos de cementos son las comprendidas en la «Ceckoslovenská Spolecnost Normalisacni», 1947.

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Königshofer Cementfabrik Akt. Gesellschaft Jecna 39 Prag. II. Fábrica: *Königstadtl.*
Kurowitzer Fabrik für Portland und romanischen cement Tlumatschau - Mähren. Fábrica: *Tlumatschau.*
Portland Cementfabrik und Kalkgewerkschaft Leo Crech & Co. Malomeritz Post Obran b. Brünn. Fábrica: *Malomeritz.*
Portlandcement und Kalkwerk Malomeritz - Brünn. Fábrica: *Malomeritz.*
Sächsich-Böhmische Portland-Cementfabrik A. G. Tschischkowitz. Fábrica: *Tschischkowitz.*
Sillein Ledecer Portland-Cementfabrik A. G. Bratislava. Fábrica: *Ledecz.*
Slowakische Portlandcementfabriken Lietarska-Lucka-Ladce A. G. Bratislava. Fábrica; *Bratislava.*
Cementfabrik Stupava A. G. Bratislava. Fábrica: *Bratislava.*

FINLANDIA

En la actualidad, la capacidad de producción de cemento portland en este país es de más de 500.000 Tm. La «Pargas Kalkberg Aktiebolag» cuenta con una capacidad de producción de 250.000 Tm. anuales y es la más importante.

El carbón empleado por las fábricas finlandesas es inglés o polaco, y, como dato curioso de la dificultad que representa





para la industria la necesidad del empleo del yeso, indicaremos que su adquisición debe hacerse en Chipre o en el África del Norte, lo que hace suponer un elevado coste.

La producción se estimaba en unas 250.000 Tm. anuales hasta el año 1931; se intensificó en el período 1935-1939, y llegó a alcanzar, en el último año, las 563.000 Tm. La guerra afectó notablemente el funcionamiento de la industria, que redujo su producción por debajo de las 200.000 Tm.

La importación se estimaba en una 100.000 Tm. en el año 1931. Eran entonces sus principales abastecedores Polonia, Alemania y los Países Escandinavos. En las estadísticas de las Naciones Unidas no figuran las cifras de producción de la industria finlandesa en los años posteriores a la guerra.

No existían normas oficiales para ensayos de cementos. Estos se hacían, unas veces, según las normas alemanas, y otras, según las suecas.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Pargas Kalkbergs A. B., Pargas. Fábrica: *Pargas.*
Lojo Kalkverk A. B., Gerknäs. Fábrica: *Gerknäs.*

## HUNGRÍA

En la Hungría del tratado del Trianón quedaron comprendidas 7 fábricas de cemento, con una capacidad de producción de 700.000 Tm. anuales. En la actualidad, después de las modificaciones territoriales producidas por la última guerra, perdió la de Klusemburg, en Transilvania, que fué agregada a Rumania.

Las 6 fábricas restantes pertenecían antes de la guerra a emprensas carboníferas. La S. A. General Minera de Carbones de Budapest, poseía tres fábricas con capacidad de producción anual de unas 500.000 Tm. La Salgó-Tarjáner Minera de Carbones era propietaria de la fábrica de Lábatlan (Condado de Borsod), con capacidad de producción de 150.000 Tm., y la Egercsehier de la de Bélapátfalva, de 85.000 Tm.

Por último, la Beocsin S. A. sólo poseía la pequeña fábrica de Selyp, de 36.000 Tm., después de haber traspasado las instalaciones rumanas y sus participaciones en las empresas residentes en los estados sucesores de la monarquía Austro-Húngara.

A partir de 1921, en el que la producción sólo alcanzó la cifra de 155.000 Tm., fué desarrollándose, y llegó, en 1928, a las 426.000 Tm. El aumento de ventas indujo a la industria húngara del cemento a modernizar y ampliar sus fábricas, alcanzando las capacidades antes indicadas. Las esperanzas que se concibieron no se vieron confirmadas, y en el período de 1929 a 1939 las fábricas no consiguieron llegar a aprovechar la mitad de la capacidad instalada. Esta crisis fué superada gracias a la excelente organización y abundancia de medios financieros que poseía la industria del cemento húngara.

Las vicisitudes sufridas por este país en el transcurso del siglo hacen difícil la observación detallada de su industria cementera, ya que ha experimentado muchos cambios de extensión territorial y situación política. En la actualidad, su situación detrás del «telón de acero» imposibilita el conocer datos recientes de alguna garantía. Los últimos facilitados por la O. N. U. son los de producción de los años 1946 y 1947 que se cifran en 112.800 Tm. y 190.800 Tm., respectivamente.

Excepto la de Beremend, las demás fábricas se hallan emplazadas en las proximidades de yacimientos de primeras materias de excelente calidad y minas de carbón en explotación. Como antes hemos indicado, es característica de la industria del cemento húngara su incorporación a la del carbón, lo que le asegura gran independencia y considerables ventajas en economía de costes y utilización de los progresos técnicos.

Desde 1912 Hungría, además de fabricar su excelente cemento portland, se dedica a la de algunos tipos de alto valor, cuando tales cementos no se habían fabricado en gran escala en ningún lado. La gran calidad de sus cementos blancos y aluminoso era muy apreciada en los mercados extranjeros.

La industria del cemento estaba organizada en una agrupación, tipo «cártel», que regulaba los precios y cupos, que se denominaba «Asociación Nacional de Fábricas Húngaras de Cemento y Cal». A partir del año 1934, los cuyos de fabricación fueron establecidos del modo siguiente: Sociedad General Minera de Carbones, 55 %; Egercsehier, 23 %; Salgó-Tarjáner, 17 %; Beossiner, 5 %. Este cártel estableció un convenio con las fábricas alemanas para no invadir los respectivos mercados.

Como datos de la crisis que padecieron las exportaciones de cemento húngaro, a pesar de los esfuerzos realizados para contrarrestarla, especialmente en lo que se refiere al cemento aluminoso, indicamos a continuación las cifras exportadas en distintos años antes de la guerra, en toneladas métricas:

| *1926* | *1929* | *1938* | *1948* |
|---|---|---|---|
| 31.133 | 16.132 | 1.318 | 3.250 |

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

*S. A. General Minera de Carbones (MAK).*
Budapest V. Zoltán-Utca 2. Fábricas: *Felsögalla* (*Condado de Gran*), *Beremend* (*Condado de Baranya*) y *Nyirégyháza* (*Condado de Borsod*).
*Salgó Tarjáner Minera de Carbones A. G.*
Budapest V. Arany-János-Utca 25. Fábrica: *Lábatlan* (*Condado de Borsod*).
*Minas de Carbón y Fábrica de Cemento de Egercsehier S. A.*
Budapest V. Klotild-Utca 3. Fábrica: *Bélapátfalva* (*Condado de Borsod*).
*Unión de Fábricas de Cemento de Beocsin S. A.*
Budapest V. Alkotmány-Utca 10. Fábrica: *Selpy* (*Condado de Borsod*).

## POLONIA

Ya en 1929 existían en Polonia 16 fábricas de cemento en actividad. Era el consumo interior, según datos de la «Asociación de Productos Polacos de Cemento Portland», de 988.000 Tm., en dicho año.





La «Centro-Cement» era el organismo encargado de la venta y distribución del cemento, con enorme labor de propaganda, al objeto de incrementar las ventas. A pesar de ello, las fábricas no han trabajado nunca a plena producción. Un problema fundamental se presenta a los fabricantes polacos; el crudo invierno paraliza casi por completo la ejecución de obras de hormigón y, por ende, las ventas de cemento. Para resolverlo se ha exportado cemento en la citada estación, a veces a precios no remuneradores, pero que permitían el normal funcionamiento de las fábricas. La «Polski Cement Export» cuidaba de las ventas al extranjero y de la propaganda y de nuevos mercados.

Los países de destino eran, principalmente, América del Sur, Suecia y Países Bálticos.

La facilidad de obtención y consiguiente baratura del carbón nacional, así como la estrecha colaboración con la industria siderúrgica, han sido fundamentales en el desarrollo de la industria polaca del cemento.

Su capacidad de producción ha ido constantemente en aumento en el período anterior a la última guerra. Pasó de 1.500.000 Tm., en 1928, a 2.000.000 de Tm., en 1929, y a 2.200.000 Tm., en 1930. Existían 11 fábricas.

Terminada la guerra y reincorporado a Polonia los territorios del Oeste, el número de fábricas aumentó a 12, a pesar de quedar fuera de sus nuevas fronteras dos de sus antiguas fábricas.

Ante la crisis que, de modo general, afectó a casi todos los países, Polonia se vió forzada a disminuir su producción, a partir de 1930, y no llegó hasta 1934 a alcanzar de nuevo las cifras del período anterior. El estado siguiente comprende las de producción, en toneladas métricas, del período anterior a la guerra:

| AÑOS | *Producción* | AÑOS | *Producción* |
|---|---|---|---|
| 1925... ... ... | 530.000 | 1934... ... ... | 720.000 |
| 1927... ... ... | 810.000 | 1936... ... ... | 1.050.000 |
| 1929... ... ... | 1.010.000 | 1938... ... ... | 1.720.000 |

Las exportaciones, que en 1927 suponían un 18.6 % de la producción, sufrieron gran descenso a partir de esta fecha.

En 1946 la producción fué de 1.400.000 Tm.; se elevó, en 1947, a 1.500.000 Tm., y en 1948, a 1.824.000 Tm. Se han reanudado las exportaciones a la U. R. S. S., Suecia y América del Sur.

En el año 1946 la «Asociación de Trabajadores de la Industria del Cemento» contaba con 8.500 productores y 940 empleados administrativos.

Desde principios de 1947 se vuelve a publicar la conocida revista «Cement», dedicada a la fabricación y aplicaciones del cemento.

Como centros de investigación de la industria contaba Polonia, antes de la guerra, con el «Laboratorjum Wytrzymalosci Tworzyn, Politechnika» del Prof. L. Karasinki, en Varsovia, y el «Mechaiczna Staeja Doswiadezalna Politechnike Lowoeskiej» del Prof. Dr. M. T. Huber, en Lwow. En la actualidad M. Waclaw Olszak, Profesor de la «Académie de Mines et de l'Escola Polytecnique», de Cracovia, dedica mucha atención a investigaciones realizadas con la fabricación y empleo del cemento.

Las fábricas de cemento existente en Polonia antes de la guerra se relacionan a continuación.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

*Organización económica*

*Cement Sp. z. o. o. Jerozolimska 47 Varsovia.*

Sp. Akc. Fabryki Portland Cementu «OGRODZIENIEC». Fábrica: *Ogrodzieniec.*

Fabryka Portland Cementu «RUDNIKI». Fábrica: *Rudnik.*

Tow Akc. Fabryky Portland Cementu «KLUZCE». Fábrica: *Kluzce p. Olkuz.*

Tow Fabryk Portland Cementu «W O Y S O K A». Fábrica: *Wysoka.*

Tow Fabryky Portland Cementu «LAZY». Fábrica: *Lazy.*

«WRZOSOWA» Fabryka Portland Cementu Sp. Akc. Fábrica: *Wrzosowa.*

Zakady Solvay w. Polsce Fabryka Portland Cementu «GRODZIEC». Fábrica: *Grodziec.*

*Biuro Zjednoezonych Fabryk Cementu Sp. Z. O. O. Reynek gl. 17 Cracovia.*

Fabryka Portland Cementu Bernhard Liban i Spolka. Fábrica: *Cracovia—Bonarka.*

Goleszowska Fabryka Portland Cementu S. A. Fábrica: *Ciezanow.*

Sp. Akc. Fabryki Portland Cementu «SZEZAKOWA». Fábrica: *Bielsk.*

*Fábricas de cemento no incluídas en las anteriores agrupaciones de ventas:*

Fabryka Portland Cementu T. A. Fábrica: *Wejherowo.*

Lubelska Fabryka Portland Cementu «FIRLEY» Sp. Akc. Fábrica: *Firley.*

Tow Akc. Fabryki Portland Cementu «WOLYN». Fábrica: *Wolyn.*

Zsednoczenie Fabryk Cementu Sp. Fábrica: *Sosnowice.*

### RUMANÍA

La industria del cemento rumana estaba constituída en los años anteriores a la guerra, por ocho fábricas, pertenecientes a distintas empresas productoras, de las que la más importante era la «Cementfabrik Kluge & Co.», que poseía la sexta parte de la capacidad total de producción. Su capacidad de producción anual se cifraba en 900.000 Tm. Después de la guerra ha debido ser incorporada la fábrica de Klausenburg, en Transilvania, y, tal vez, perdida la de Bucovina.

La producción efectiva antes de la guerra alcanzó las siguientes cifras en toneladas métricas:

| *1929* | *1938* | *1939* | *1940* | *1941* |
|---|---|---|---|---|
| 317.000 | 532.000 | 531.000 | 393.000 | 297.000 |

Las cifras de consumo fueron en los mismos años:

| *1938* | *1939* | *1940* | *1941* |
|---|---|---|---|
| 221.000 | 500.000 | 424.000 | 365.000 |





Las consecuencias de la guerra y de la posterior convulsión política han debido tener consecuencias naturales en el terreno de la economía. En 1940 y 1941, el coeficiente de aprovechamiento de la capacidad de producción fué del 47 y 33 %.

La distribución del cemento se hallaba intervenida por el Estado en los citados años.

Carecemos también de noticias de la actual situación de esta industria.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Ciments «Titan» Societé Franco-Roumaine, Comuna Cioplea, Bucarest. Fábrica: *Bucarest.*

Fabrica de Ciment Dambovita S. A. Fieni Motaneti. Fábrica: *Fieni (Dambovita).*

Fabrica de Ciment C. Garlesteanu. Succesor Morocani, Gura Veil-Mehedinti. Fábrica: *Gura-Veil (Mehedinti).*

Fabrica de Ciment Portland, Azuga. Fábrica: *Azuga (Alp. Transilvania).*

Fábrica de Ciment Portland din Braila, Ioan G. Cantamzino Soc. An., Braila. Fábrica: *Braila.*

Fabrica de Ciment «Putna», Bucovina. Fábrica: *Putna (Bucovina).*

Societé Anom. des Ciments de l'Europe Orientale. Fábrica: *Cerne-Voda (Dobruscha).*

Fábrica de cemento Kugler & Co. Hirscher 1-Brasow. Fábrica: *Brasow (Kronstadt).*

## U. R. S. S.

Hasta el año 1928 contaba la U. R. S. S. con 31 fábricas de cemento, con capacidad de producción de más de 5.000.000 de Tm. En dicho año la producción fué de 2.300.000 Tm., y no llegaba al aprovechamiento del 50 % de capacidad de las mismas.

De 1928 a 1936 fueron construídas 17 nuevas fábricas, con capacidad de producción de más 3.000.000 de Tm., con lo que la capacidad total podría cifrarse en esa fecha en unos 8.000.000 de Tm.

Las 31 antiguas fábricas y las 17 nuevas contaban en total con 110 hornos rotatorios y 160 hornos verticales, sin contar 18 hornos verticales que habían quedado inutilizados en dicha fecha. El 50 % de los hornos rotatorios eran de la casa danesa Smidth, un 25 % de las casas alemanas y otro 25 % de fabricación nacional.

La construcción de maquinaria nacional empezó en 1929, mediante la creación de la oficina soviética especialmente dedicada a este objeto.

De los hornos verticales 136 eran ordinarios, y 24 automáticos, en las nuevas instalaciones. Funcionaban, en general, en las regiones ricas en margas.

El número de hornos de cuba se halla en las regiones de Novorossisk (Cáucaso) y Anwrossiewka (Ucrania).

Las fábricas que trabajan con hornos rotatorios emplean, en general, la vía húmeda. Existen 32 fábricas que trabajan por ese procedimiento, y el resto, por vía seca.

En general, emplean para la cocción carbón mineral, procedente, en gran parte, de la cuenca del Donetz.

Para evitar inconvenientes derivados de largos transportes, se procura la adaptación a los combustibles locales. Así, en la Región Industrial Central, se emplea un 70 % de lignitos de Moscú y el 30 % de hullas magras del Donetz. Otras fábricas, como las de las regiones del Volga y Leningrado, situadas en la proximidad de yacimientos de esquistos, emplean un 50 % de éstos.

Solamente seis fábricas emplean «mazout» como combustible.

La fábrica de Bakau quema gas para este fin. El Instituto de Investigaciones Científicas está ensayando en algunas fábricas el empleo de turba pulverizada, con resultados, al parecer, satisfactorios, lo que mejoraría las condiciones económicas de muchas fábricas en cuyas proximidades existen ricos yacimientos de turbas y que no disponen de otro combustible.

La producción de cemento portland de escorias se ha desarrollado bastante en la U. R. S. S. y también se produce cemento puzolánico a base de «trass».

En las cercanías de Moscú se producen cementos magnesianos. Está en proyecto la construcción de una fábrica en la que se producirá cemento a base de yesos de alta calidad, aprovechando los gases de escape del horno para la producción del ácido sulfúrico.

El Instituto a que antes nos hemos referido, además de estudiar cuantos asuntos se relacionan con el proceso de fabricación de los aglomerantes hidráulicos, vigila las calidades de los productos del país.

Entre las fábricas últimamente construídas merecen especial mención la de Guigant, cerca de Moscú, con una producción anual de 500.000 Tm. y la de Novospas ki, en el Extremo Oriente, de 340.000 Tm.

De los datos insertos en el Anuario Estadístico de la Sociedad de Naciones copiamos a continuación los referentes a la producción de cemento hasta 1940, en toneladas métricas:

| *1934* | *1935* | *1936* | *1937* | *1938* |
|---|---|---|---|---|
| 3.533.000 | 4.465.000 | 5.845.000 | 5.400.000 | 5.700.000 |

| *1939* | *1940* |
|---|---|
| 5.200.000 | 5.300.000 |

Por informaciones de las revistas técnicas alemanas hemos tenido conocimiento de que en 1941, al principio de la entrada de la U. R. S. S. en la guerra, la situación de la industria dejaba mucho que desear. En una reunión celebrada en la Comisaría del Pueblo de la Industria de la Construcción, a la que asistieron los directores de fábricas de la Industria del Cemento, en la que se trató de los problemas técnicos y prácticos que se presentaban en la marcha de las fábricas, se pusieron patentes las siguientes dificultades:

Escasez de materias primas. Mal rendimiento en las canteras. Había casos en los que las palas excavadoras estaban paradas once meses del año.

Falta de personal técnico apropiado, y cambio cnstante de





personal obrero, con el consiguiente perjuicio para el rendimiento, entretenimiento y cuidado de la maquinaria.

Falta de talleres de reparación en las fábricas. En aquella época, al menos las grandes fábricas Gigant de la zona industrial de Moscú, no disponían de talleres de reparación de ninguna clase.

Necesidad de reforma bien estudiada y modernización de fábricas, que resuelvan las continuas paradas de maquinaria.

Desfavorables cifras de consumo de combustible y energía eléctrica. No existe aprovechamiento del calor perdido. También era elevado el consumo de hierro.

A consecuencia de la situación internacional se desconoce la en que se encuentra actualmente la industria del cemento en la U. R. S. S. El núcleo de fábricas de Ucrania y del Donetz, especialmente, debió sufrir bastante los efectos de la guerra. Ignoramos si las ampliaciones de los Urales y los elementos recogidos de la zona de ocupación alemana, unidas a la aportación actual de las fábricas polacas, han producido variación notable en la situación de la industria anterior a la guerra.

La importación de cemento extranjero es nula. Se exportaba antes de la guerra cemento ruso, especialmente a los países de Oriente, y se dedicaba a esta exportación el puerto de Novorossisk, en la región cementera del mismo nombre.

Conocemos como normas la «All-Unión Nomungsansschuss-Moscú, 1932».

## RELACIÓN DE LAS FÁBRICAS DE CEMENTO DE LAS QUE TENEMOS NOTICIAS

### *Fábricas antiguas*

| | Fábricas: |
|---|---|
| Trechgorno. | *Moscú.* |
| Lipart. | *Moscú.* |
| Moskauer. | *Podolsk (Moscú).* |
| Moskauer Akt. | *Podlsk.* |
| Tulauer. | *Tula.* |
| Tschudowoer. | *Leningrado.* |
| Eisenzement. | *Leningrado.* |
| Sehtchourovo. | *Leningrado.* |
| Kiewer. | *Kiew (Ucrania).* |
| For. | *Kiew (Ucrania).* |
| Gouchooserker. | *Anwrosiewka (Ucrania).* |
| Sokol. | *Odessa (Ucrania).* |
| Franzusowa. | *Nikitowka (Ucrania).* |
| Karstaschew. | *Tagarong (Ucrania-Azoff).* |
| Alliance. | *Rostow (Ucrania-Don).* |
| Burzeff. | *Rostow (Ucrania-Don.)* |
| Schwarzen Meer. | *Lissitchansk (Ucrania).* |
| Briansker. | *Iekaterinoslaw (Ucrania).* |
| Jerinsker. | *Michailowo (Stalingrado).* |
| Gluchooserker. | *Wolsk (Saratowa-Volga).* |
| Saratover. | *Wolsk (Saratowa-Volga).* |
| Pliguine. | *Wolsk (Saratowa-Volga).* |
| Newjansker. | *Newiansk (Ural).* |
| Malzow. | *Briansk (Caspio).* |
| Gasanoff. | *Baku (Caspio).* |
| Mantasche. | *Gori (Georgia).* |
| Zen. | *Noworossisk (Caucaso).* |
| Adler. | *Noworossisk (Caucaso).* |
| Schwarzen Meer. | *Noworossisk (Caucaso).* |
| Franco Rusa. | *Gulendjik (Caucaso).* |
| Molot. | *Tuape (Caucaso).* |

### *Fábricas nuevas*

| LOCALIZADAS | | SIN LOCALIZAR |
|---|---|---|
| Voronaje. | *Kostroma.* | Enakierski. |
| Guigant. | *Moscú.* | Grouzinski. |
| Novo Podolski. | *Podolsk (Moscú).* | Kaurosaiski. |
| Pkalesvski. | *Leningrado.* | Novo-Chtcharoski. |
| Kritschevski. | *Kritschew (Rusia Occidental).* | Novo - Spasski (*Exmo. Oriente*) |
| Novo-Amvrosiewski. | (*Ucrania*). | Soukholojski. (*Ural*). |
| Kharkow. | (*Ucrania*). | |
| Armjanski. | (*Ucrania*). | |
| Kamenski. | (*Kamensk-Don*). | |
| Tschernorsetschinsk. | (*Oremburgo*). | |
| Novo-Brjansk. | (*Caspio*). | |

## FÁBRICAS DE LOS PAÍSES BÁLCANICOS INCORPORADAS A LA U. R. S. S.

«Beton». Fábrica: *Römershof (Skriveria) — Letonia.*
C. H. Schmidt Ges. des Rigaer Cementfabrik u. Oelmühle. Fábrica: *Poderaa — Letonia.*
Cementfabrik Asserin Akt. Ges. Fábrica: *Asserin (Sonda)—Estonia.*
Cementfabrik «Port Kunda». Fábrica: *Port Kunda b. Wesenberg — Estonia.*

## YUGOESLAVIA

Por su capacidad de producción y magníficos yacimientos de primeras materias, ocupaba Yugoeslavia puesto importante entre las naciones productoras de cemento.

Hechas las salvedades que hicimos para Hungría y otros países, hoy bajo la esfera de acción rusa, vamos a dar idea de su industria del cemento con los últimos datos que poseemos, del año 1941.

Lo más característico de su industria es la importancia de canteras situadas en la zona costera, principalmente. Así, a título de ejemplo, entre Spalato y Makarska, existen canteras que se extienden unos 100 km. con espesor de 100 m., que por su homogeneidad y potencia puede decirse son únicas en Europa. En la bahía de Cattaro, existen otros importantes yacimientos.

En Dalmacia solamente, se evalúa en dos mil millones de Tm. las reservas de primeras materias.

La calidad extraordinariamente buena de la marga (con un 74 a 79 % de $CaCO_3$) hace que no sea necesario agregar ninguna substancia adicional.

La industria del cemento yugoeslava se hallaba dividida en dos grupos, que operaban sobre distintas zonas de ventas. Las fábricas de la zona interior producían, principalmente, con destino al consumo del país, mientras que las situadas en la zona costera trabajaban casi exclusivamente para la exportación.

El grupo del interior se inició en 1869 con la instalación de la primera fábrica de la Beocin, cuya capacidad inicial fué de 8.000 Tm. anuales. Progresivamente fué aumentando esta capacidad hasta llegar a transformarse en moderna fábrica electrificada con 350.000 Tm. de producción. Sigue en antigüedad la de la Compañía Minera Yugoeslava de Carbones, de Trifail, instalada en 1877 y que también se ha convertido





en fábrica de tipo moderno con capacidad de producción de 120.000 Tm. Estas dos fábricas y la croata de la Beocin, de 190.000 Tm., son las más importantes del grupo.

El grupo Dálmata se inició en 1870 con la fábrica de Ferie, hoy con capacidad de producción anual de 60.000 Tm. Las tres fábricas más importantes de este grupo son: las de Split (año 1908), Adria (año 1903) y Dalmacia (año 1912), hoy con capacidades de 350.000 Tm. la primera y 250.000 Tm. cada una de las otras dos. Completan este grupo las de Lavocat y Palaversie, la primera con 100.000 Tm., y la segunda con 15.000 Tm.

La capacidad total de producción llegó a ser, en 1941, de 1.835.000 Tm. anuales, de las que corresponde un 5 a 10 % a tipos especiales y el resto a portland.

El capital extranjero, singularmente italiano (las tres mayores fábricas de cemento dálmatas fueron fundadas con capital italiano), ha tenido gran intervención, aunque existía tendencia a la emancipación.

El consumo interior de cemento era pequeño, unos 35 Kgs. por habitante y año, debido a la débil capacidad adquisitiva del campesino yugoeslavo y al poco adelanto en la técnica de la construcción en hormigón por la gran riqueza de madera y piedra. Ello hizo que Yugoeslavia fuera siempre país exportador de cemento, a la que dedicaba la mayor parte de la producción de las fábricas dálmatas. En 1941 quedó en quinto lugar de los países exportadores del mundo. Antes de la guerra el tonelaje exportado se cifraba en unas 200.000 a 300.000 Tm. anuales.

La producción, que en 1922 alcanzó la cifra de 810.000 Tm., descendió en 1934 a 680.000 Tm., cuantía en la que se mantuvo, aproximadamente, en los años anteriores a la guerra.

El principal mercado de exportación yugoeslavo era todo el Mediterráneo y Próximo Oriente, y también Argentina, Sud-África y, en menor proporción, otros muchos países.

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

*Grupo del interior*

Beocinska Fabrika Cementa Akc. Drustwo. Fábrica: *Beocin (Eslovenia).*
«CROACIA» tvornica portlandcementa d. d. Fábrica: *Podsused b. Zagreb (Croacia).*
Raljska Fabrica Cementa Akc. Drustwo. Fábrica: *Ralja (Servia).*
Trbvljanska premnogokopna druzba tvornica portlandcementa Tvbovlje. Fábrica: *Trifail (Eslovenia).*
Francusko Srpska Industr. Cementa i Vglja Akc. Fábrica: *Popovac (Servia).*
Cementeries et Charbonages Franco-Serbes. Fábrica: *Popovac (Servia).*
Portlandcementa tovarna delniska druzba Dovje. Fábrica: *Lengenfeld (Eslovenia).*
«Zagorka» d. d. za gradj. Industriju, Zagreb. Fábrica: *Steimbrück (Eslovenia).*
Lepenac S. A. Fábrica: *Skoplje b. Usküb.*

*Grupo del Adriático*

«Split» Tuornica Portlandcementa D. D. Fábrica: *Majdam b. Spalato (Dalmacia).*
«Dalmatia» Portlandcementfabrik A. G. Fábrica: *Sucurac b. Spalato (Dalmacia).*
Societa Anonima Cemento dell Adriatico. Fábrica: *Spalato (Dalmacia).*
Feric y Cia. Fábrica: *Spalato (Dalmacia).*
Lavocat y Cia. Fábrica: *Raynice-Omis (Dalmacia).*
N. Palaversic. Fábrica: *Omis (Dalmacia).*

## AMÉRICA

Siguiendo la separación geográfica que las estadísticas vienen adoptando, hemos establecido las de las tres partes en que se divide el continente americano.

Las mismas observaciones que hemos hecho en Europa, en relación con las cifras que incluímos, son aplicables a América. Las correspondientes a los diversos años que venimos estudiando son los siguientes, en cuanto a producción, en toneladas:

PRODUCCIÓN DE TONELADAS MÉTRICAS

| | Año 1929 | Año 1938 | Año 1945 | Año 1946 | Año 1947 | Año 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *América del Norte* | | | | | | |
| Canadá | 1.950.000 | 882.000 | 1.344.000 | 1.836.000 | 1.896.000 | 2.244.000 |
| Estados Unidos | 29.480.000 | 18.278.000 | 17.532.000 | 27.936.000 | 31.812.000 | 35.040.000 |
| TOTALES | 31.430.000 | 19.160.000 | 18.876.000 | 29.772.000 | 33.708.000 | 37.284.000 |
| *América Central* | | | | | | |
| Méjico | 225.000 | 374.000 | 740.400 | 736.800 | 708.000 | 729.600 |
| Guatemala | 13.000 | s/d | 27.000 | 27.600 | 27.600 | 31.200 |
| Nicaragua | s/d | s/d | 11.000 | s/d | s/d | s/d |
| Cuba | 357.000 | 112.000 | 181.300 | s/d | s/d | s/d |
| TOTALES | 595.000 | 486.000 | 960.300 | 764.400 | 735.600 | 760.800 |

| América del Sur | Año 1929 | Año 1938 | Año 1945 | Año 1946 | Año 1947 | Año 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Argentina ... ... ... ... ... ... ... | 350.000 | 1.161.000 | 1.080.000 | 1.152.000 | 1.368.000 | 1.260.000 |
| Bolivia ... ... ... ... ... ... ... ... | 13.000 | 19.000 | 27.600 | 32.400 | 38.400 | 38.400 |
| Brasil ... ... ... ... ... ... ... ... | 100.000 | 618.000 | 774.000 | 826.800 | 913.200 | 1.112.400 |
| Chile ... ... ... ... ... ... ... ... | 145.000 | 364.000 | 411.600 | 579.600 | 602.400 | 540.000 |
| Colombia... ... ... ... ... ... ... | 9.000 | 142.000 | 302.400 | 332.400 | 345.600 | 362.400 |
| Ecuador ... ... ... ... ... ... ... | 12.000 | 17.000 | 37.200 | 38.400 | 33.600 | 40.800 |
| Perú ... ... ... ... ... ... ... ... | 51.000 | 101.000 | 265.600 | s/d | s/d | s/d |
| Uruguay ... ... ... ... ... ... ... | 250.000 | 158.000 | 225.500 | s/d | s/d | s/d |
| Venezuela ... ... ... ... ... ... | 30.000 | 40.000 | 110.000 | 128.400 | 146.400 | 205.000 |
| TOTALES ... ... ... ... ... | 960.000 | 2.620.000 | 3.233.900 | 3.090.000 | 3.447.600 | 3.559.000 |

TOTAL GENERAL DE AMÉRICA

| *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|
| 32.985.000 | 22.266.000 | 33.070.200 | 33.626.400 | 37.890.200 | 41.603.800 |

Pueden observarse los efectos de la crisis en el período anterior a la guerra y una rápida recuperación, a partir de 1945, que hace ocupar a América el primer lugar en la producción mundial, que anteriormente estaba reservado a Europa.

Este desarrollo se aprecia con mayor intensidad en América del Sur, que en un espacio de veinte años ha cuadruplicado su producción.

Al tratar en detalle las circunstancias de cada país presentamos datos que amplían estas observaciones.

La característica más destacada de la industria del cemento en América es el desarrollo del empleo de combustibles líquidos en sus instalaciones, favorecido por la abundancia de ellos en muchos de los países y la escasez de carbones en los demás.

Excepción hecha de los Estados Unidos y algún país del Sur, los coeficientes de consumo por habitante son muy bajos, y menos aún los superficiales, por razón de la mucha extensión superficial de la mayoría de ellos.

Por estas razones, el porvenir de la industria del cemento en Centro y Sud-América se presenta en forma altamente favorable para su desarrollo. En los momentos actuales se suma a esta circunstancia el que forzosamente tendrán que afrontar el problema de la compensación de las antiguas importaciones, que Europa se verá por mucho tiempo en la imposibilidad de realizar, al menos en la cuantía de los años anteriores.

Un rápido crecimiento económico y, por ende, un florecimiento en la industria del cemento, se ha logrado ya en Argentina, Brasil, Méjico, Colombia y Venezuela.

América del Norte

## ESTADOS UNIDOS DE AMÉRICA

En el año 1872 se inició en Pennsylvania la fabricación de cemento portland en una instalación de hornos verticales. Otras empresas se establecieron en la zona de Lehigh. Pennsylvania e Indiana puede decirse fueron los Estados en que primero se empezó la fabricación de esta clase de cemento.

El consumo de cemento natural y la importación de cemento europeo retrasaron durante mucho tiempo el desarrollo de la industria, que hasta el año 1895 no empezó a tomar rápido incremento. En 1900 llegaron a igualarse las cifras de producción de cemento portland y de cementos naturales.

Los grandes progresos de la técnica en este país favorecieron grandemente el de la industria del cemento, hasta llegar a hacerle ocupar el primer lugar en el mundo. Con el horno vertical continuo llegó a duplicarse la producción, y la posterior instalación de los hornos rotatorios condujo a un rápido aumento, a partir de 1889, en el que se instaló el primero. En Europa no se adoptaron los hornos rotatorios hasta diez años después.

Influyeron también en el progreso de la producción las mejoras introducidas en mezcladores, molinos, transportadores, elevadores, etc., etc., los perfeccionamientos en el proceso de fabricación, la abundancia de recursos naturales de todo orden y la facilidad de las comunicaciones.

Como curiosidad debemos hacer patente la distancia tan enorme que existe, por ejemplo, entre el primer horno rotatorio (instalado, no puede dejar de recordarse, por el ingeniero español don José F. Navarro, en 1886) de 1,50 m. de $\phi$ y 7,50 m. de longitud, que quemaba aceite crudo, al coloso de 3,5 m. de $\phi$ y 145 m. de longitud, instalado recientemente en la fábrica que la «Marquette Cement Manufacturing Co.» tiene en Desmoines. Este horno trabaja por vía húmeda y con sistema de cadenas en el interior. Puede variar su velocidad de rotación de 20 a 80 r. p. h. y puede producir 295 toneladas en 24 horas. Tiene un enfriador de 1,40 m. × 30,5 m. «airquenching cooler» que presenta grandes ventajas para la recuperación de calor. Está construído enteramente soldado.

En 1941 se producía cemento en 35 Estados, y existían 12





que no contaban con centros productores: Arizona, Conneticut, Massachussets, Missisipí, Nevada, New Hampshire, New México, Carolina del Norte, Carolina del Sur, Dakota del Norte, Rhode Islands y Vermont.

Los principales Estados productores son: Pennsylvania, Michigán, New-York, Texas, Ohio y California. El primero va muy destacado, con producción que supone el 20 % de la total de cemento portland norteamericano; en él está enclavado el distrito de Lehigh, centro muy importante y en el que, como ya hemos indicado, empezó la fabricación en 1872. En el año 1897 se fabricaba en esta zona el 75 % de la total producción norteamericana.

Después de la primera guerra mundial la producción se desarrolló especialmente en los Estados de: Alabama, Ohio, Tennessee y Texas. Lo contrario sucedió en Illinois, Michigán y Kansas.

Del último plan de ampliaciones de fábricas después de la guerra, tenemos noticias de las realizadas por la «Universal Atlas Cement Co.» en su fábrica de Northampton Pa., la anteriormente citada de la Marquette y la de la fábrica de Oro Grande, de la Riverside Cement Company, en California, que elevará su capacidad de producción a las 600.000 Tm., a partir del presente año.

Las fábricas de cemento actualmente existentes se hallan, en general, distribuídas en todo el territorio, salvo las concentraciones antes indicadas, de forma conveniente a las necesidades del consumo y posibilidades de transporte, y su capacidad de producción se calcula en unos 44.500.000 Tm. anuales, con dotación de 300 Kgs. por habitante y de 2,50 Tm. por kilómetro cuadrado.

Para la comprobación de la capacidad de producción, el «Bureau of Mines» tiene dividido el territorio nacional en doce zonas de ventas. El porcentaje de capacidad en cada zona es muy variable, ajustándose, más que a la extensión superficial, al desarrollo industrial y de población de cada una.

La utilización de la capacidad de producción de las fábricas ha sido muy diversa. En el quinquenio 1928-1932 la producción media de «clinker» en todas ellas alcanzó el 51,8 %, y oscila entre el 32,7 % en unas zonas y el 57,8 % en otras. El aumento de la capacidad de producción y el de consumo no guardan proporción en la industria americana, y motivan descenso del aprovechamiento.

Entre 1919 y 1938 casi se duplicó la capacidad de producción, mientras que la producción real sólo aumentó en un 25 %. Este descenso fué la característica desde el principio de la crisis mundial. De un 85 % de aprovechamiento en 1924 bajó en 1933 al 23,6 %, para volver a alcanzar, en 1938, el 51 %, cifra que se mantuvo en 1940. En la actualidad el aprovechamiento ha llegado (en 1947-1948) a un 75 %.

La formación de grupos o «trusts» fomentaron grandemente el desarrollo y progreso de la industria. Son los más importantes los siguientes:

UNIVERSAL ATLAS CEMENT COMPANY. - 135 E. 42 ND ST. NEW-YORK 17 N. Y.—Es una filial de la «United Stel Corporation», que comprende las factorías más grandes del mundo en producción de hierro y acero, empresas de transportes marítimos y terrestres, y que ha emprendido, igualmente en gran escala, la fabricación de cemento, para la que cuenta con 12 instalaciones entre diversos Estados. La capacidad de producción se cifraba en 1938 en 5.710.000 Tm., una octava parte aproximada de la total de la industria norteamericana.

Cuenta con el mayor centro productor del mundo, en Buffigton, junto a Chicago, compuesto por tres fábricas con 40 hornos rotatorios y producción anual de 2.500.000 Tm.

LONE STAR CEMENT CORPORATION. - 342 MADISON AVENUE, NEW YORK 17 N. Y.—Este grupo, que sigue en importancia al anterior, es la antigua «International Cement Company»; tiene una capacidad de producción de 4.100.000 Tm. En 1938 su producción sólo fué de 1.840.000 Tm.

Cuenta con amplio campo de actuación, que comprende todo el continente americano. De las 15 fábricas de que dispone, dos están en la Argentina, una en Cuba, una en Brasil y una en Uruguay.

Además de estos grupos existen el de la «Alpha Portland Cement Company», 15 S. Third St. Easton Pa.; 165 West Wacker Drive, Chicago, Ill., y el de la «Lehigh Portland Cement Company», Young Bldg. Allentown Pa., cuyo principal campo de acción se encuentra en los Estados orientales.

La mayor parte de los fabricantes norteamericanos son miembros de la «Portland Cement Association», 35 Gran Avenue, Chicago, que tiene a su cargo la redacción de estadísticas, asesoramientos sobre aplicación del cemento, fomento de ventas y cuestiones jurídicas. De ella forman parte también fabricantes de Canadá y Estados sudamericanos. Posee una de las mayores organizaciones técnico-científicas de investigación que existen en el mundo.

Fué fundada en 1902, y, al cabo de un año pertenecían a ella el 90 % de los fabricantes norteamericanos. En 1922 aumentó este porcentaje al 95 %.

Cuenta con 24 filiales, una de ellas en el Canadá. Sostiene una oficina de ensayos materiales en el Lewis-Institute, de Chicago.

Recientemente se ha empezado la construcción de un gran laboratorio de investigación en Stokie, a unas 15 millas de Chicago (1), ante la necesidad de disponer de medios más adecuados que los que proporcionan los locales ahora ocupados en el edificio de esta asociación.

La marcha de la producción, en Tm., a partir de 1929, se indica a continuación:

| *1929* | *1938* | *1939* | *1940* |
|---|---|---|---|
| 30.000.000 | 18.280.000 | 21.212.000 | 22.575.000 |
| *1941* | *1942* | *1943* | *1944* |
| 28.387.000 | 31.497.000 | 22.900.000 | 15.600.000 |

(1) Ver «Cemento-Hormigón, número 173, agosto de 1948, páginas 199-202.





| 1945 | 1946 | 1947 | 1948 |
|---|---|---|---|
| 17.532.000 | 28.000.000 | 31.812.000 | 35.040.000 |

En estas cifras vemos reflejado lo anteriormente manifestado sobre aprovechamiento de la capacidad de producción. Se observan, igualmente, el período más favorable del principio de la guerra; la baja a partir de 1942, que se atribuye principalmente a una gran reducción en las obras financiadas por los fondos públicos, y el nuevo resurgimiento actual que, con los 35.000.000 de Tm. de 1948, alcanza cifra superior a las obtenidas a partir de 1926. Las impresiones sobre la continuidad de este aumento son favorables, si bien, como es natural, su confirmación depende de la orientación política y económica del Gobierno de los EE. UU.

La industria norteamericana produce otras clases de cementos distintos del portland, cuya fabricación tiene cierta importancia. Se ha desarrollado la producción y consumo de los supercementos, así como de los llamados «Low-heat Cement» (cementos fríos) y del «Low and moderate-heat-of-hardening» (bajo calor de fraguado). De estos últimos, algunos años se han producido cantidades de bastante importancia.

Unas 44 fábricas se dedican a la fabricación de cementos especiales, y 33 a la de los cementos llamados de albañilería.

El máximo consumo de cemento correspondía a los Estados de New York y Michigán (especialmente en las grandes ciudades de New York y Chicago), siguen California, Illinois, Pennsylvania y Ohio. En 1947, California ocupó el primer lugar, seguida de New York y Texas.

El consumo por habitante es de unos 150 Kgs. por año, con las variaciones naturales dentro de los distintos Estados, debidas a la mayor o menor actividad de las obras públicas. El mayor consumo regular por habitante lo dan Wáshington y California.

A pesar de estas grandes producciones, los Estados Unidos importan cemento belga, polaco y sueco.

Existe en Norteamérica la «American Society for Testing Materials» (ASTM), que normaliza según un sistema original, y que, tras la caída de Alemania, da la pauta a todo el mundo. Las últimas normas para el cemento que conocemos son las C 150-46, octubre 1946.

Tiene un departamento dedicado especialmente a todo lo que se relaciona con el cemento y el hormigón, «A. S. T. M. Standards on Concrete and Concrete Aggregates» «A. S. T. M. Commitee C-1», y publica anualmente información completísima sobre normas y métodos de ensayo que hayan sido adoptados definitivamente. (Sobre sus actividades hemos informado repetidamente a nuestros lectores.)

En las informaciones publicadas en 1946, 1947 y 1948, pueden verse todas las normas y métodos de ensayo sobre el cemento portland y demás tipos de cemento, así como sobre hormigón armado, expansión en juntas de relleno, tamices de ensayo, etc., etc., que están actualmente en vigor en los Estados Unidos de América.

Entre las publicaciones técnicas sobre la especialidad, conocemos:

«Rock Products» 309, West Jackson, Chicago.

«Concrete» 400, West Square Stect. Chicago.

«Pit and Quarry» 538, South Clark St. Chicago.

«Bulletin American Society for Testing Materials» 1916, Race Street. Filadelfia.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| AETNA PORTLAND CEMENT Co. Bay City Michigan. | Bay City. | *Aetna.* | 300.000 | Mich. |
| ALLENTOWN PORTLAND CEMENT Co. 128 Bridge St. Catasauqua, Pa. | Evansville.<br>Berksco. | *Allentown.*<br>*Allentown Highearley*<br>*Allentown Mortar Cement.* | 240.000 | Pa. |
| ALPHA PORTLAND CEMENT Co. 15 S. Third St. Easton. Pa. 165 West Wacker Drive, Chicago Ill. | Jamesville.<br>Cementon.<br>Martins Creek.<br>Manheim.<br>La Salle.<br>Ironton.<br>St. Louis.<br>Birminghan. | *Alpha.* | 2.000.000 | N. Y.<br>N. Y.<br>Pa.<br>W. Va.<br>Ill.<br>Ohio.<br>Mo.<br>Ala. |
| ARKANSAS PORTLAND CEMENT Co. 821 17th. St. 500 Denver National Bldg, Denver 2. Colorado. | Okay.<br>Howard Co. | *Ok.* | | Ark. |
| ASH GROVE LIME & PORTLAND CEMENT Co. 101 West 11th. St., Kansas City 6 Missouri. | Chanute.<br>Louisville. | *Ash Grove.*<br>*Aerimix.*<br>*Durawhite.*<br>*Quikard.*<br>*I-Day.*<br>*Oilmax.* | 510.000 | Kans.<br>Nebr. |

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| THE BESSEMER LIMESTONE & CEMENT CO. 1100 City Bank, Bldg. Yougstown 3, Ohio. | Bessemer. Lawrence. County. | *Portland.* *Mortar.* *Hlgh-Early Strength Portland.* *Duro Airentraining Portland.* *Pastitic Waterproof Portland.* | 300.000 | Pa. |
| CALAVERAS CEMENT CO. 315 Montgomery St. San Francisco 4, California. | San Andreas. | *Calaveras.* | 380.000 | Calif. |
| CALIFORNIA PORLAND CEMENT CO. 601 West 5th. St., Los Angeles 13, California. | Colton. | | | Calif. |
| COLORADO PORTLAND CEMENT CO. 821 17th St. 500 Denver National Bldg Denver 2, Colorado. | Portland. Boeftcher. | *Ideal.* | | Colo. |
| CONSOLIDATED CEMENT CORPORATION 111 West Monroe St. Chicago 3, Ill. | Cement City. Fredonia. | *Peninsular.* *Fredonia.* *Víctor and Samson.* | | Mich. Kans. |
| COPLAY CEMENT MANUFACTURING CO. Coplay, Pa. | Coplay. | *Saylor's.* | 400.000 | Pa. |
| COWELL PORTLAND CEMENT CO. 2 Market St. San Francisco California. | Cowell. Contra Costa. County. | | | Calif. |
| CUMBERLAND PORTLAND CEMENT CO. Cowan, Tennessee. | Cowan. | *Cumberland.* *Cumberlite.* | 150.000 | Tenn. |
| DEWEY PORTLAND CEMENT CO. 310 Ward Parkway, Kansas City 2, M. | Dewey. Davenport. | *Dewey.* | 475.000 | Okla. Iow. |
| THE DIAMOND PORTLAND CEMENT CO. Middle Branch, Ohio. | Middle Branch. | *Diamond.* | 170.000 | Oh. |
| FEDERAL PORTLAND CEMENT CO. INC. Lake Shore Road (P. O. Box 115) Buffalo 5. N. Y. | Lake Shore Road. | *Federal.* | 185.000 | N. Y. |
| FLORIDA PORTLAND CEMENT CO. 111 West Monroe St. Chicago 3, Ill. | Hookers Point. | *Florida.* | | Flor. |
| GIANT PORTLAND CEMENT CO. Architects Bldg. 17th. and Samson Sts. Philadelphia 3, Pa. | Egipt, Lehigh. County. | *Giant.* *Giant High Early Strength.* | 255.000 | Pa. |
| GLENS FALLS PORTLAND CEMENT CO. 205 Warren St. Glens Falls, N. Y. | Glens Falls. | *Ironclad.* *Ironcladvelo High Early.* *Iron Clad Brick Cement.* | | N. Y. |
| GREEN BAG CEMENT CO. OF. | Kenowa. | | | W. Va. |
| WEST VIRGINIA. 1712 Oliver Bldg. Pittsburgh, 22, Pa. | | | | |
| GULF PORTLAND CEMENT CO. 507 Denver Ntal. Bldg. Denver, 2, Colorado. | Houston. | *Gulf.* *Okay.* *Ideal.* | 86.000 | Tex. |
| HAWAILAN CEMENT CO. LTD. P. O. Box 2454, Honolulu T. H. | Waianac. Ohau. | | | T. H |
| HAWKEYE PORTLAND CEMENT CO. 802 Hubell Bldg. Des Moines 9, Iowa. | Des Moines. | *Hawkeye.* | | Iow. |
| HERCULES CEMENT CORPORATION. 1420 Walnut St., Philadelphia 2, Pa. | Stockertown. | *Hércules.* | 375.000 | Pa. |
| HERMITAGE PORTLAND CEMENT CO. 807 American Truts Bldg. Nashville 3, Tennesse. | | *Hermitage Portland.* *Hermitage High Early.* *Hermitage Masonry.* | 153.000 | Tenn. |





| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| HURON PORTLAND CEMENT Co. 1325 Ford Bldg. Detroit 26, Brich. | Detroit. | *Hurón Portland Cement.* | 890.000 | Mich. |
| | Cleveland. | *Hurón Mortar Cement.* | | Oh. |
| | Duluth. | *Hurón High Early Cement.* | | Minn. |
| | Milwauke. | *Hurón Air Entraining Cement.* | | Wisc. |
| | Buffalo. | *Wyandotte.* | | N. Y. |
| | Toledo. | | | Oh. |
| | Carrollton. | | | Mich. |
| | Oswego. | | | N. Y. |
| | Muskegon. | | 200.000 | Mich. |
| | Green Bay. | | | Wisc. |
| IDAHO PORTLAND CEMENT Co. 622 Old. National Bank Bldg. Spokane 8, Washington. | Inkom. | *Eagles.* | 50.000 | Id. |
| IDEAL CEMENT Co. 821th. St. Denver 2, Corado. (500 Denver National Bldg.) | Concrete. | *Ideal.* | | Colo. |
| | Portland. | *O. K.* | | Colo. |
| | Boettcher. | *Red Devil.* | | Colo. |
| | Devils Slide. | *Concrete.* | | Ut. |
| | Trident. | *Gulf.* | | Mont. |
| | Hanover. | | | Mont. |
| | Okay, Howard County. | | | Ark. |
| | Mobile. | | | |
| | Hauston. | | | Tex. |
| KEYSTONE PORTLAND CEMENT Co. 1400 So. Penn. Square. Philadelphia 2, Pa. | Bath, Northampton. County. | *Keystone Portland Cement.* *Velroca.* | 425.000 | Pa. |
| KOSMOS PORTLAND CEMENT Co. INC. Kosmodale, Ky. | Kosmodale. | *Kosmos Cement.* | | Ky. |
| | | *Kosmos H. E. S.* | | |
| | | *Kosmos Water Proof Cement.* | | |
| | | *Kosmortar Masonry Cement.* | | |
| | | *Kosmos Modified L. H. E.* | | |
| LAWRENCE PORTLAND CEMENT Co. 150 Broadway, New-York 7, N. Y. | Northampton. | *Dragón Portland Cement.* | 360.000 | Pa. |
| | Thomaston. | *Dragón Superior Cement.* | 150.000 | Bro. |
| | | *Dragón Mortar Cement.* | | |
| | | *Main Rok Lime.* | | |
| LEHIGH PORTLAND CEMENT Co. Young Bldg. Allentown, Pa. | Ormrod. | *Lehigh.* | 3.400.000 | Pa. |
| | Fogelsville. | *Red Arrow H. E. S.* | | Pa. |
| | Sandt's Eddy. | *Lehigh Mortar.* | | Pa. |
| | Alsen. | *Lehigh Air Entraining.* | | N. Y. |
| | Buffalo. | | | N. Y. |
| | Cleveland. | | | Oh. |
| | Union Bridge. | | | Md. |
| | Fordwich. | | | Va. |
| | Birmingham. | | | Alab. |
| | Mitchel. | | | Ind |
| | Aglesby. | | | Ill. |
| | Mason City. | | | Iow. |
| | Iola. | | | Kans. |
| | Metaline Falls. | | | Wash. |
| LONE STAR CEMENT CORPORATION. 342 Madison Avenue, New-York 17, N. Y. | Birmingham. | *Lone Star.* | 310.000 | Alab. |
| | Spocari. | *Incor.* | 170.000 | Alab. |
| | Limedale. | *Warrior.* | 360.000 | Ind. |
| | Bonner Springs. | *Starcor.* | 240.000 | Kans. |
| | New. Orleans. | | 270.000 | Loua. |
| | Hudson. | | 340.000 | N. Y. |
| | Nazareth. | | 340.000 | Pa. |
| | Harrys. | | 270.000 | Tex. |
| | Houston. | | 340.000 | Tex. |
| | South Norfalk. | | 220.000 | Va. |

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado] |
|---|---|---|---|---|
| LONGHORN PORTLAND CEMENT Co. 1200 Transit Tower San Antonio, Texas. | Longhorn.<br>San Antonio. | *Longhorn.*<br>*Longhorn-Velo.*<br>*Longhorn-Repco.*<br>*Longhorn-Quickhard.*<br>*Longhorn Slowset.* | 255.000 | Tex.<br>Tex. |
| LOUISVILLE CEMENT Co. 315 Guthrie St. Louisville 2, Ky. | Speed.<br>Akron. | *Speed Portland.*<br>*Brixment.*<br>*Hi-Speed.* | 500.000 | Ind.<br>N. Y. |
| MARQUETTE CEMENT MANUFACTURING Co. 220 North Wacker Drive. Chicago 6, Illinois. | Aglesby.<br>Cape Girardeau.<br>Des Moines.<br>St. Louis.<br>Memphis. | *Marquette.* | 1.245.000 | Ill.<br>Mo.<br>Iow.<br>Mo.<br>Tenn. |
| MEDUSA PORTLAND CEMENT Co. 1000. Midland Bldg. Cleveland 15. Ohio. | Bay Bridge.<br>Silicato (Toledo).<br>Dixon.<br>York.<br>Wampun.<br>Manitowoc.<br>Holland.<br>Georgetown. | *Medusa.*<br>*Badger State.*<br>*Newaygo.*<br>*Crescent.* | 1.360.000 | Oh.<br>Oh.<br>Ill.<br>Pa.<br>Pa.<br>Wisc.<br>Mich.<br>D. C. |
| MISSOURI PORTLAND CEMENT Co. 3615 Olive St. St. Louis, Mo. | Planta núm. 1.<br>Planta núm. 2.<br>St. Louis County.<br>Planta núm. 3.<br>Jackson County. | *Missouri.* | 550.000<br><br><br><br>215.000 | Mo. |
| THE MONARCH CEMENT Co. Humboldt, Kansas. | Humboldt. | *Monarch.* | 255.000 | Kans. |
| MONOLITH PORTLAND CEMENT Co. 215 West 1th. St. Los Angeles 14, California. | Monolith (Kern County) | *Monolith.* | 425.000 | Calif. |
| MONOLITH PORTLAND MIDWEST Co. 215 Wes 7th. St. Los Angeles, 14, California. | Laramie. | *Monolith.* | 120.000 | Wyo. |
| NATIONAL CEMENT Co. 430 American Life Bldg. Birmingham, Alab. | Ragland. | *Coosa.* | 295.000 | Alab. |
| NATIONAL PORTLAND CEMENT Co. 1434 Land Title Bldg. Philadelphia 10, Pa. | Brodhead. | *Pionner.* | 240.000 | Pa. |
| NAZARETH CEMENT Co. Nazareth, Pa. | Nazareth. | *Nazareth.*<br>*Nazco.*<br>*Nazareth Mortar.* | | Pa. |
| NEBRASKA CEMENT Co. 821 17th. St. Denver 2, Colo. | Superior. | *Ideal.* | | Nebr. |
| NORTH AMERICAN CEMENT CORPORATION. 41 East 42nd. St. New-York, 17, N. Y. | Security.<br>Hgarstown.<br>Alsen.<br>Catskill.<br>Howes Cave. | *North American Portland Cement.*<br>*Blue Streak.*<br>*Blue Bond.* | 755.000 | Md.<br><br>N. Y.<br><br>N. Y. |
| NORTHWESTERN PORTLAND CEMENT Co. 1701 Northen Live Tower. Seattle 1, Washington. | Grotto. | *Northwest.* | 100.000 | Wash. |
| NORTHWESTERN STATES PORTLAND CEMENT Co. First Natianal Bank Bldgf. Mason City, Iowa. | Mason City. | *Northwestern.* | 340.000 | Iow. |
| OKLAOMA PORTLAND CEMENT Co. 821 17th St. Denver 2, Colo. | Ada. | *Ok.* | | Okla. |
| THE OLYMPIC PORTLAND CEMENT Co. LTD. 1425 Dexter Horton Bldg. Setattle, 4, Washington. | Bellingham. | *Olympic.* | 155.000 | Wash. |
| OREGON PORTLAND CEMENT Co. 111. S. E. Madison St. Portland 14, Oregón. | Oswego.<br>Lime. | *Oregón.* | 255.000 | Or.<br>Or. |

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| PACIFIC COAST CEMENT Co. Foot of Main Street, Seattle 4, Wash. | Seattle. | | | Wash. |
| PACIFIC PORTLAND CEMENT Co. 417 Montgomery St. San Francisco 6. California. | Redwood City.<br>S. Juan Bautista.<br>Gold. Hill.<br><br>Gerlach. | *Golden Gate.*<br>*Old Mission.*<br>*Beaver.*<br>*Empire.*<br>*Reno.* | 595.000 | Calif.<br>Calif.<br>Or.<br><br>Nev. |
| PEERLESS CEMENT CORPORATION. 1144 Free Press Bldg. Detroit 26, Mich. | West Jeferson.<br>Detroit.<br>Port Huron. | *Peerless Portland.*<br>*Peerles H. E. S.*<br>*Peerless Mortar.*<br>*Peerless Paint.* | 510.000 | Mich.<br>Mich. |
| PENNSYLVANIA-DIXIE CEMET CORPORATION. 60 East 42nd St. New-York 17, N. Y. | Kingsport.<br>Clinchfield.<br>Richard City.<br>Nazareth.<br>Nazareth.<br>Bath.<br>Portland Point.<br>West Des Moines. | *Penndixie.*<br>*Penndixie-H. E. S.* | 2.075.000 | Tenn.<br>Ga.<br>Tenn.<br>Pa.<br>Pa.<br>Pa.<br>N. Y.<br>Iow. |
| PERMANENTE CEMENT Co. Kaiser Bldg. 1924 Broodway. Oakland, Calif. | Permanente. | *Santa Clara.*<br>*Permanente.*<br>*Kaiser.*<br>*Yosemite.* | 850.000 | Calif. |
| PETOSKEY PORTLAND CEMENT Co. Petoskey, Mich. | Petoskey. | *Petoskey.*<br>*Petoskey H. E. S.*<br>*Petoskey Waterpoofed.*<br>*Petoskey A. E.* | 255.000 | Mich. |
| PITTSBURGH COKE AND CHEMICAL. Co. GREEN BAGLEMENT DIVISION. 1905 Grant Bldg. Pittsburgh, Pa. | Neville Island. | *Green Bag.*<br>*Green Bag. W.*<br>*Green Bag. Pozz.*<br>*Green Bag Mortar.* | 170.000 | Pa. |
| PITTSBURGH PLATE GLASS Co. COLUMBIA CEMENT DIVISION Grant Bldg. Pittsburgh 19, Pa. | Zanesville. | *Columbia Portland.*<br>*Columbia Mortar.*<br>*Columbia A. E.*<br>*Columbia H. E.*<br>*Columbia W.* | 300.000 | Oh. |
| PONCE CEMENT CORPORATION. Ponce, Puerto Rico. | Ponce. | *Ponce.* | 135.000 | P. R. |
| PORTLAND CEMENT Co. OF UTAH. Salt Lake City, Utah. | Salt Lake. City. | *Utah.* | 60.000 | Uta. |
| PUERTO RICO CEMENT CORPORATION. Ochoa Bldg. San Juan, Puerto Rico. | Guaynabo. | *Puerto Rico.* | 130.000 | P. R. |
| RIVERSIDE CEMENT Co. 200 Bush St. San Francisco, 4, California. | Oro Grande.<br>Crestmore.<br>Riverside. | *Riverside.*<br>*Plastic.*<br>*Bear.* | 765.000 | Calif.<br>Calif.<br>Calif. |
| SAN ANTONIO PORTLAND CEMENT Co. 1301 West Martin St. San Antonio, Texas. | Cementville. | *Alamo.*<br>*Red Bag.* | | Tex. |
| SANTA CRUZ PORTLAND CEMENT Co. 324 Crocker Bldg. San Francisco 4, California. | Davenport. | *Santa Cruz.* | 340.000 | Calif. |
| SIGNAL MOUNTAIN PORTLAND CEMENT Co. 111 West Monroe St. Chicago 3, Ill. | North Chattanooga. | *Signal Mountain.*<br>*Signal Mountain Masonry* | | Tern. |
| SOUTH DAKOTA CEMENT PORTLANDN Rapid-City-West of City, South Dakota. | Rapid City.<br>Wertof City. | *Dakota H.*<br>*Dakota H. E.* | | S. Dak. |
| SOUTHERN STATES, PORTLAND CEMENT Co. Rockmart, Georgia. | Rockmart. | *Southern States.*<br>*Southern States A. E.*<br>*Southern States Quikrete H. E. S.* | | Ga. |
| SOUTHWESTERN PORTLAND CEMENT Co. 503 Rooselvet Bldg. 727 W. 7th. St. Los Angeles 14, Calif. | Victorville.<br>El Paso.<br>Osborn. | *Víctor.*<br>*El Toro.*<br>*Miami.* | 340.000<br>170.000<br>340.000 | Calif.<br>Tex.<br>Oh. |





| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| Spokane Portland Cement Co. 724 Old. National Bank Bldg. Spocane 8, Washington. | Irving (Mill). | *Spocane.* | 110.000 | Wash. |
| Standard Lime & Estone Co. 2000 First National Bank Bldg. Baltimore, Md. | Martinsburg. | *Capitol.* | 255.000 | W. Va. |
| Standard Portland Cement División Diamon Alcali Co. 810 Unión Commerce Bldg. Claveland 14, Ohio. | Painesville. | *Standard.* | 255.000 | Oh. |
| Superior Cement Corporation. 306 Masonic Temple Bldg. Portsmouth, Ohio. | Superior.<br>Lawrence Co. | *Superior.*<br>*Superior A. E.*<br>*Tri-Cal H. E. S.*<br>*Wifco Mortar.* | 170.000 | Oh. |
| Superior Portland Cement Inc. 1003 Seaboard Bldg. Seattle 1, Wash. | Concrete.<br>Seattle. | *Superior.*<br>*Diamond.*<br>*Hyurly.* | 435.000 | Wash.<br>Wash. |
| Three Forks Portland Cement Co. 821 17th St. 500 Denver National. Bldg. Denver 2, Colo. | Trident.<br>Gallatin Co.<br>Hanover.<br>Gergus Co. | *Red Devil.* | | Mont.<br><br>Mont. |
| Trinity Portland Cement Co. 1618 Republic Bank Bldg. Dallas 1, Texas. | Eagle Ford.<br>Fort Worth.<br>Houston. | *Trinity.*<br>*Trinity H. E.*<br>*Trinity White.*<br>*Trinity especial.* | | Tex.<br>Tex.<br>Tex. |
| Unión Portland Cement Co. 821 17th. St. Denver 2, Colo. | Devils Slide. | *Red Devil.* | 130.000 | Ut. |
| United States Portland Cement Co. 821 17th St. Denver 2, Colo. | Concrete. | *Concrete.* | | Colo. |
| Universal Atlas Cement Co. 135 E. 42 and St. New-York 17, N. Y. | Hudson.<br>Northampton.<br>Universal.<br>Osborn.<br>Buffington.<br>Dulut.<br>Hanibal.<br>Independance.<br>Leeds.<br>Waco. | *Atlas.*<br>*Atlas White.*<br>*Atlas Waterproofed.*<br>*Atlas H. E.*<br>*Atlas Duraplastic.*<br>*Atlas Mortar.*<br>*Universal.*<br>*Unaflo Oil Well.*<br>*Atlas Lumnite.* | 6.120.000 | N. Y.<br>Pa.<br><br>Oh.<br>Ind.<br>Minn.<br>Mo.<br>Kans.<br>Alab.<br>Tex. |
| Valley Forge Cement Co. 128 Bridge St. Catasauqua Pa. | West Conshohocken. | | 215.000 | Pa. |
| Volunteer Portland Cement Co. Bax 1190 Knoxville Tenn. | Knox County. | *Volunteer.*<br>*Volunteer Masonry.* | 200.000 | Tenn. |
| Washington-Idao Lime Prodcts Co. Great Northwest Life Bldg. Spokane, Washington. | Orofino. | *Orofino.* | 30.000 | Id. |
| West Penn Cement Manufacturing Co. 233 So. Main St. Butler, Pa. | West-Winfield. | *West Penn.*<br>*West Penn W. P.*<br>*West Penn Overnigt.*<br>*West Penn Mason's.* | 275.000 | Pa. |
| The Whitehall Cement Manufacturing Co. 2538 Fidelity-Philadelphia. Bldg. Philadelphia 9, Pa. | Cementon. | *Whitehall.* | 340.000 | Pa. |
| Wolverine Portland Cement Co. 107 West Michigan Ave. Kalamazoo 9, Michigan. | Quincy.<br>Coldwater. | *Wolverine.*<br>*Wolverine Mortar.*<br>*Wolverine A. P.*<br>*Wolverine H. E.* | 185.000 | Mich.<br>Mich. |
| Wyandotte Chemicals Corporation. Wyandotte, Michigan. | Wyandotte. | *Hurón.*<br>*Wyandotte.*<br>*Hurón H. E.*<br>*Hurón A. E.* | | Mich. |





## CANADÁ

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| BRITISH COLUMBIA CEMENT CO. LTD. 500 Fort St. Victoria B. C. | Bamberton.<br>Tod Inlet. | *Elk.* | 170.000 | A. B. |
| CANADA CEMENT CO. LTD. Canada Cement Bldg. Phillips Square. Montreal, Quebec. | Montreal East.<br>Hull.<br>Belleville.<br>Port Colborne.<br>Exshaw.<br>Fort Whyte.<br>Steep Rock. | *Canadá.*<br>*National.* | 1.700.000 | Queb.<br>Queb.<br>Ont.<br>Ont.<br>Alta.<br>Man.<br>Man. |
| FEDERAL CEMENT CO. | Owen Sound. | | | Ont. |
| ST. MARY'S CEMENT CO. LTD. 357 Bay St. Toronto, Ont. | St. Mary's. | *Pyramid.* | 255.000 | Ont. |
| SUPER CEMENT CO. LTD. | Toronto. | | | Ont. |
| SIDNEY CEMENT CO. Sidney, New Escocia. | Sidney. | | | N. E. |
| TORONTO CEMENT CORPORATION C. P. R. Bldg., Toronto ont. | Toronto. | | | Ont. |
| UNIC. CEMENT CO. LTD. | Montreal. | | | Queb. |

AMÉRICA CENTRAL

## MÉJICO

Merece especial atención la industria del cemento en la nación mejicana (1). Se lleva a cabo actualmente un amplio programa de obras públicas de regadío, carreteras, electrificación, saneamiento y provisión de aguas, y, por ello, está realizando un gran esfuerzo para aumentar la capacidad de su producción de cemento.

Las fábricas de cemento más antiguas son la primitiva de Cementos Hidalgo, S. C. L., de Nuevo León, fundada en 1903, y la Tolteca, instalada en 1916 por la Lousville Cement Co., norteamericana.

(1) Ver «Cemento-Hormigón», diciembre de 1946, núm. 153, páginas 322-328.

En 1921, instaló Cementos Portland de Monterrey, S. A., otra fábrica en Nuevo León, que en 1931 se fusionó con la de Hidalgo, constituyendo la actual empresa de Cementos Mexicanos, S. A. En el mismo año, la Atoyac, de Puebla, llevó a cabo su primera instalación.

En el espacio comprendido entre 1930 y 1937 se montaron otras 7 fábricas (Mexicoac, Hermosillo, Chihuaua, Guadalajara, Apasco, Monterrey y Jasso). En 1944 se instalan las de Tlalnepantla, Cuernavaca y Lagunas; con lo que, en dicho año, el total de fábricas instaladas era de 13. La instalación de las de Sinaloa Bajio, Orizaba y Anahuac, efectuada en los años 1945 y 1946, completan las 17 con que hoy cuenta la industria mejicana. En el último período se han realizado también reformas y ampliaciones de las antiguas.

Las cifras que representan el desarrollo adquirido se insertan a continuación, en toneladas métricas:

| | *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* | *1943* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | 225.000 | 410.000 | 485.000 | 537.000 | 588.000 | 578.000 |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | s/d | 5.000 | 5.000 | 4.000 | 14.000 | 60.000 |
| Consumo ... ... ... ... ... ... ... ... | — | 415.000 | 490.000 | 541.000 | 602.000 | 638.000 |
| Número de fábricas... ... ... ... | | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |

| | *1944* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | s/d | 740.400 | 736.800 | 708.000 | 1.260.000 |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Consumo ... ... ... ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — |
| Número de fábricas... ... ... ... | 10 | 13 | 16 | 17 | 17 |





La actual capacidad de producción de las 17 fábricas entendemos que se acerca a los 2.000.000 de Tm.

Estas 17 fábricas han llegado a una producción anual de 1.260.000 Tm., o sea, que han duplicado prácticamente la que alcanzaron en el año 1943, en el que existían solamente 10 fábricas.

El plan general aún es más ambicioso, pues intenta triplicar aquella producción, llegando hasta las 1.750.000 Tm. de cemento anuales, lo cual habrá de repercutir muy beneficiosamente en la economía general del país.

A no ser por las dificultades que se presentaron con la guerra, sobre todo, para la adquisición de la maquinaria pesada de los Estados Unidos, las obras estarían ya terminadas, según aseguran técnicos autorizados. Se ha de hacer notar el positivo valor que ha representado en el desarrollo de la producción de cemento en Méjico, la labor de la Comisión Nacional de Investigación, cuyos trabajos para incrementar los terrenos aprovechables en el territorio del país, han contribuído grandemente al conocimiento de la *constitución* del cemento y al de las mejoras técnicas para lograr su más eficiente aprovechamiento.

Dicha Comisión se ha mostrado pródiga en la publicación de obras divulgadoras y de especialización sobre el cemento y sus aplicaciones.

Desde 1925 se publica mensualmente una revista técnica titulada «Cemento-México», y conocemos también un pequeño folleto bimestral que, bajo el nombre de «Cemento Portland Blanco», publica la sociedad «Cementos Mexicanos, S. A.», para la divulgación de los usos de sus productos.

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| Cemento de Mixcoac, S. A. San Pedro de los Pinos D. F. | S. Pedro de los Pinos. | *Tolteca.* | 200.000 | México D. F. |
| Cemento Portland Blanco de México, S. A. Independencia, 72-405. México D. F. | Tlalnepantla. | *La Polar* | 6.000 | México D. F. |
| Cemento Portland Nacional, S. A. P. O. Box 148. Hermosillo, Sonora. | Hermosillo. | *La Campana.* | 90.000 | Sonora |
| Cementos Anahuac, S. A. Barrientos, Tlalneplantla. | Barrientos. | *Anahuac.* | 36.000 | México |
| Cementos Atoyac, S. A. Ap. núm. 232. Puebla — Pue. | Puebla. | *Atoyac.*<br>*Caloyac.*<br>*Plastocement.* | 120.000<br><br>60.000 | Puebla |
| Cementos de Chiuaua, S. A. Ap. núm. 9. Chiuaua — Chih. | Nombre de Dios. Chiuaua. | *Chiuaua.* | 50.000 | Chiuaua |
| Cementos del Norte, S. A. Ap. núm. 14. Monterrey — N. L. | Monterrey. | *Atlante.* | 135.000 | N. L. |
| Cementos del Pacífico, S. A. Sixto Osuna, 112. Mazatlan, Sinaloa. | Sinaloa. Est. Mármol. | *Victoria.* | 45.000 | Sinaloa |
| Cementos Guadalajara, S. A. Ap. 1404. Guadalajara, Jalisco. | Guadalajara. | *Mojonera.*<br>*Jal-Cement.* | 66.000 | Jalisco |
| Cementos Mexicanos, S. A. Ap. 392. Monterrey — N. L. | Monterrey. | *Monterrey.*<br>*Hidalgo.* | 255.000 | N. L. |
| Cementos Portland del Bajio, S. A. San Juan de Letrán 21-312. México D. F. | León. | *León.* | 135.000 | Guanajato |
| Cementos Portland Moctezuma, S. A. Reforma, 1. México — D. F. | Cuernavaca. | *Moctezuma.* | 30.000 | Morelos |
| Cementos Veracruz, S. A. V. Carranza, 53. México — D. F. | Ixtaczoquitlan. Orizaba. | *Pico de Orizaba.* | 72.000 | Veracruz |
| Compañía Mexicana de Cemento Portland «Apasco», S. A. Balderas, 31. México D. F. | Apasco. | *Apasco.* | 72.000 | México |
| Compañía Manufacturera de Cemento Portland «La Cruz Azul», S. C. L. Independencia, 80. México D. F. | Jasso. Istmian Unit. Est. Lagunas. | *Cruz Azul.* | 82.200 | Hidalgo<br>Oaxaca |
| La Tolteca Cía. de Cemento Portland, S. A. Ap. 20. San Pedro de los Pinos D. F. México. | Tolteca. | *Tolteca.* | 150.000 | Hidalgo |

## GUATEMALA

La única fábrica productora de cemento es la «Fábrica Nacional de Cemento Carlos F. Novella y Cía.», avenida del Sur, 1, Guatemala, que tiene su instalación en «La Pedrera», a unos dos kilómetros de la capital, y cuya capacidad, después de algunas ampliaciones, es actualmente de 25.000 a 30.000 Tm. anuales.

Parece que esta fábrica sufrió dificultades en sus comienzos, que pudieron ser vencidas, y en el período 1935-1945 llegó a alcanzar un promedio de producción anual de unas 17.000 toneladas, con lo que atendía a las necesidades del país.

Los datos de producción obtenidos de las estadísticas de la O. N. U. atribuyen a Venezuela, en los años 1945-1948, las cifras siguientes:

| *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|
| 27.600 Tm. | 27.600 Tm. | 27.600 Tm. | 31.200 Tm. |

## NICARAGUA

Éste no cuenta más que con una sociedad productora de cemento, que es la «Compañía Nacional Productora de Cemento, S. A.», de Managua, cuya fábrica, instalada en San Rafael del Sur, tiene una capacidad de 21.500 Tm La producción de antes de la guerra se cifraba en una media de 10.000 Tm. anuales, cifra que aproximadamente se conserva en 1945, últimos datos que poseemos.

Las importaciones, que en 1939 se cifraban en unas 8.000 Tm., alcanzaron su máximo en 1941, con cerca de 12.000 Tm. En 1942 y 1943 las cifras bajaron a unas 4.000 Tm. anuales. Son las mayores cantidades, en los últimos años, las procedentes de Estados Unidos.

## CUBA

En 1898, una fábrica francesa fué la primera productora de cemento. Se encontraba cerca de La Habana. Fué abandonada en 1921.

En 1913, la casa Krupp construyó otra fábrica en Guantánamo, provincia de Oriente, denominada «La Gloria», que estuvo en producción solamente un par de años.

En 1918 empezó a producir la fábrica de la «Compañía Cubana de Cementos Portland» (1), filial de la «Lone Star Cement Corporation» norteamericana, situada en Pinar del Río, que es la actual abastecedora del mercado cubano y que cuenta con una producción del orden de las 300.000 Tm.

Tenemos referencias de otras dos fábricas en La Habana, pero carecemos de datos con referencia a las mismas.

*Producción, importación, exportación y consumo de cemento en toneladas*

| | *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* | *1943* | *1944* | *1945* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... | 357.000 | 128.000 | 151.400 | 154.600 | 165.200 | 169.600 | 175.000 | 181.200 |
| Importación... ... ... ... | 26.000 | 8.500 | 4.000 | 4.700 | 3.000 | 3.500 | — | — |
| Exportación... ... ... ... | — | — | — | 3.900 | — | — | — | — |
| Consumo... ... ... ... ... | 383.000 | 136.500 | 155.400 | 155.400 | 168.200 | 173.000 | — | — |

La necesidad de atender a un extenso plan de obras públicas obligó a hacer la ampliación de la capacidad de producción entre 1924 y 1929. De 1928 a 1930 la fábrica trabajó a plena capacidad. Los años de depresión perjudicaron notablemente a Cuba, y a medida que el consumo disminuía, y la capacidad resultó desproporcionada a la demanda, se desmontaron hornos que la misma compañía empleó en sus instalaciones del Brasil.

Parece que la recuperación iniciada en los años de guerra continúa su marcha ascendente, pero carecemos de cifras posteriores a 1945.

### RELACIÓN DE FÁBRICAS DE CEMENTO

Compañía Cubana de Cemento Portland, Manzana de Gómez, 334, Habana. Fábrica: *Cayo Masón, Pinar del Río.*
Compañía de Cementos Albear. Fábrica: *Habana.*
Fábrica de Cemento I. A. Fábrica: *Coseulluela* (*Habana*).

AMÉRICA DEL SUR

## ARGENTINA

Entre las naciones hispanoamericanas, destaca la Argentina, por la gran importancia técnica y económica que en ella alcanza la industria del cemento (2).

Es uno de los países de gran consumo de cemento portland. Ha llegado en 1938 a 100 Kgs. por habitante al año; luego vino una pequeña caída, debido a la terminación de los programas de obras públicas y a la inseguridad de las inversiones en obras privadas, en los primeros años de la guerra. Pero se reaccionó en seguida a partir de 1941, a pesar de tener que luchar con las dificultades, generales en el mundo en estos

(1) Ver su descripción en «Cemento», núm. 145, abril 1946, página 116.
(2) Véase «Cemento», núm. 165, diciembre de 1947, páginas 350-354 y núm. 166, enero de 1948, págs. 8-14.





años de falta de combustibles y de transportes, que se fueron venciendo gracias a la tenacidad de los fabricantes argentinos, y se ha vuelto a las cifras normales de producción.

El cuadro siguiente da idea, en líneas generales, de la importancia de la industria argentina del cemento portland (los datos corresponden al año 1946):

| | | |
|---|---|---|
| Fábricas existentes: | 11 | |
| Capital de la industria: | 121.000.000 | pesos m. n. |
| Capacidad de producción total: | 2.111.000 | Tm. |
| Producción anual: | 1.140.529 | Tm. |
| Salidas: | 1.120.268 | Tm. |
| Consumo por habitante: | 78.6 | kilos |
| Valor de la producción: | 100.000.000 | pesos m. n. |
| Número de obreros y empleados: | 4.500 | |
| Sueldos y salarios pagados: | 130.000.000 | pesos m. n. |

Además de cemento portland se produce cemento blanco, puzolánico y cementos especiales de endurecimiento rápido y fraguado retardado o ultrarretardado (especial para cementar pozos de petróleo).

Los orígenes de la industria cementera argentina aparecen en los años 1872 y 1876, con la fundación de dos fábricas, en Rosario y Córdoba, de las que no se conocen exactamente las clases de aglomerantes que fabricaban.

En 1886 aparece ya un avance de alguna consideración con la creación de la «Primera Argentina», en la provincia de Córdoba. El año 1907 se creó, en Córdoba, la Fábrica Nacional de Cemento Portland, que desapareció después de más de 20 años de funcionamiento y que parece fué, por distintas causas, un fracaso industrial, no obstante el alto concepto que parece se tenía de su instalación.

La poca cuantía de la producción hacía que la Argentina atendiera a sus necesidades con importación de cementos extranjeros (de Bélgica, Inglaterra y Países Escandinavos). Había pasado de la cifra de 450.000 Tm. en el año 1929.

La primera guerra mundial tuvo por consecuencia el cercenar estos suministros, lo que, unido a la elevación de los precios, dió lugar al establecimiento de la industria nacional, inicialmente con capitales y técnicos norteamericanos.

La «Lone Star Cement» Co.» norteamericana, creó su filial argentina con el nombre de «Compañía Argentina de Cemento Portland», y estableció su primera fábrica en Sierras Bayas, en el año 1919.

En 1931 se fundó la «Corporación Cementera Argentina», a base de la pequeña fábrica «Sigma», que venía funcionando en Córdoba desde 1917.

La Compañía Industrial Argentina «Loma Negra», S. A., instaló su fábrica de Loma Negra en 1929.

El verdadero desarrollo de la industria se realizó en el período de 1935-1939, y llegó a alcanzar a su terminación la capacidad de producción de 2.110.000 Tm. anuales en que hoy se cifra.

A continuación resumimos los datos que consideramos más interesantes y que mejor reflejan el desarrollo de la industria del cemento en este país:

| | 1929 Tm. | 1939 Tm. | 1940 Tm. |
|---|---|---|---|
| Capacidad de producción... ... | 300.000 | 1.930.000 | 2.110.000 |
| Número de fábricas... ... ... ... | 3 | 11 | 11 |

| AÑOS | Producción Tm. | Ventas Tm. | Importación Tm. | Exportación Tm. | Consumo total Tm. | Existencia en fin de año Tm. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1929 ... ... ... ... ... ... ... ... | 300.000 | 300.000 | 460.000 | — | 760.000 | s/d |
| 1939 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.135.000 | 1.135.000 | 20.000 | — | 1.155.000 | s/d |
| 1940 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.050.000 | 1.050.000 | 1.000 | — | 1.050.000 | s/d |
| 1941 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.160.000 | 1.160.000 | 200 | 32.000 | 1.128.000 | s/d |
| 1942 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.145.000 | 1.145.000 | 100 | 95.000 | 1.050.000 | s/d |
| 1943 ... ... ... ... ... ... ... ... | 960.000 | 960.000 | — | — | 960.000 | — |
| 1944 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.080.000 | 1.080.000 | — | — | 1.080.000 | 45.000 |
| 1945 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.087.000 | 1.085.000 | — | — | 1.085.000 | 43.000 |
| 1946 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.140.000 | 1.120.000 | — | — | 1.120.000 | 62.000 |
| 1947 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.370.000 | 1.370.000 | — | — | 1.370.000 | s/d |
| 1948 ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.260.000 | 1.260.000 | — | — | 1.260.000 | s/d |

El aumento de demanda, iniciado en 1941, no pudo ser satisfecho a consecuencia de la falta de combustible y transportes, especialmente desde 1943.

Hasta el año 1931 la Argentina era país gran importador de cemento, pero a partir de esta fecha las importaciones fueron disminuyendo hasta desaparecer en 1941. Las necesidades de la nación obligaron al Gobierno a suspender las exportaciones, que se habían iniciado en dicha fecha.





Las dificultades que antes señalamos hicieron que de la total capacidad de producción de las fábricas sólo haya podido aprovecharse el 50 %.

La acumulación de existencias que se observa en el cuadro se debe a la falta de transportes.

Ante la alarma de la construcción privada, producida porque el *40* % de la producción total se destinaba a obras públicas, que amenazaba con ello restringir las construcciones privadas, la Secretaría de Industria y Comercio dictó una resolución, en abril de 1945, por la que se reducía la cantidad de cemento entregado a las obras públicas en un 20 %.

| AÑOS | Obras Públicas | Obras Privadas |
|---|---|---|
| 1945.............. | 33,90 % | 66,10 % |
| 1946.............. | 27,20 % | 72,80 % |

Como consecuencia de estas medidas, el año 1946 dispusieron las obras privadas de 100.000 Tm. de aumento, mientras que el consumo de obras públicas se redujo en 64.000 Tm.

Damos estos datos como ejemplo de un país en el que, a pesar del ritmo acelerado con que se llevan a cabo importantísimas obras dependientes del Estado, se procura a la vez un paralelismo con las que la iniciativa privada contribuyen al engrandecimiento económico de la Nación.

Vamos ahora a dar idea de las dificultades por las que ha atravesado la industria del cemento, dificultades que han sido generales en toda la América Hispana, pero que en la Argentina, debido a la mayor importancia de su industria, pueden servir como ejemplo claro de su planteamiento, y también de su superación.

### Transportes:

La escasez de medios de transporte durante los años de guerra, y aun los posteriores, repercutieron fuertemente, no sólo en la normal distribución del cemento, sino también en la misma producción. La no llegada a tiempo del combustible y la falta de vagones para la salida del cemento de las fábricas obligaron a paros parciales que redujeron las posibilidades de mayor producción y venta.

Entre el 80 y el 90 % del cemento que se distribuye en el país, es transportado por ferrocarril, y el resto en camiones y barcos.

### Combustibles:

Insistimos en este apartado, que, como hemos dicho antes, podemos extender a toda la América Española, claro está que teniendo en cuenta la debida proporción, los problemas y posibilidades de la Industria Argentina del Cemento.

Al instalarse las fábricas en la Argentina y partiendo de la base de que el consumo medio de combustible necesario para fábricas de cemento, calculado sobre la base de su equivalente en calorías al «fuel-oil», es de un 22 % a un 29 % del producto terminado, y tras estudiar qué combustible presentaba mayores ventajas de tipo económico y técnico, ya que la falta de combustibles sólidos es característica de Sud-América, se creyó conveniente adaptar las fábricas para el consumo del «fuel-oil», por su facilidad de manejo y transporte. La situación producida por la guerra obligó a reducir las entregas del citado combustible hasta una cuota, para toda la industria, de 10.000 Tm. mensuales, distribuídas a los distintos fabricantes en proporción de la producción en el año 1943.

Este cupo sólo permite producir la mitad del cemento que se requiere normalmente. Sin embargo, el Estado, al otorgarlo, fijó un mínimo de cemento que habían de producir las fábricas, en 1.000.000 de toneladas anuales, demostrando la confianza que tenía en la capacidad de los fabricantes para hallar las soluciones al serio problema que se les presentaba.

Formaron éstos una Comisión de estudios para la aplicación de sucedáneos y se pusieron las fábricas a disposición del Gobierno para hacer los estudios que creyera convenientes.

Se ensayaron particularmente diversos combustibles y sucedáneos que pudieran substituir al «fuel-oil», y se presentó como dificultad, de carácter general, el enorme volumen que, para producir el grado de calor necesario en los hornos, requerían los nuevos productos.

Para utilizar éstos se han debido hacer reformas de mucha importancia en las fábricas, además de las dificultades que fué necesario vencer por la escasez de materiales.

El mayor volumen de los citados combustibles creó nuevos problemas para el transporte, depósitos, moliendas, etc., todo lo cual hizo subir enormemente el costo del combustible utilizado.

Es interesante señalar que una de las fábricas, la de Salta, instaló un gasógeno para sus hornos.

### Posibilidades y significado económico de la industria del cemento en la Argentina.

Las materias esenciales para fabricar cemento portland (los de naturaleza calcárea y la arcilla) se encuentran abundantemente en el país en proporciones tales que no cabe pensar en importaciones para asegurar la continuidad de la industria.

Igualmente se encuentran en abundancia el yeso y el óxido de hierro, utilizado como fundente en algunas fábricas.

Actualmente, gran parte de los repuestos son de fabricación nacional, salvo las piezas de hierro y de acero muy grandes y ciertos tipos de refractarios que, por inconvenientes técnicos, no pueden ser fabricados.

Su costo es importante, por tratarse de maquinaria pesada, tales como hornos, motores, molinos, grúas, etc., y cuyo valor se estima en unos 3.000.000 de pesos anuales.

El valor de los combustibles asciende a unos 30.000.0000 de pesos anualmente.

El 80 % de envases es de papel, y el resto de yute y de algodón, lo que representa un valor de 6.500.000 pesos m. n. al año.

De los 4.500 obreros y empleados que intervienen en la industria, hay un centenar aproximadamente con título universitario o de escuelas técnicas.





INVESTIGACIÓN TÉCNICA:

La extraordinaria importancia adquirida por el cemento portland en las distintas ramas de su aplicación y las posibilidades de extender y generalizar su uso, movieron a los fabricantes a crear el «Instituto del Cemento Portland Argentino», similar al que existe en España y en las naciones más adelantadas a este respecto. Cuenta con una biblioteca técnica con más de 3.000 obras y 256 colecciones de revistas especializadas. Ha editado recientemente un catálogo.

Desde 1944 publica trimestralmente una revista que alcanza una tirada de 35.000 ejemplares y muchos folletos, que distribuye gratuitamente a los profesionales del país y a cualquier persona interesada.

Un laboratorio especializado se dedica a trabajos de investigación, a ensayos de asesoramiento, de colaboración y de comprobación. Para ello cuenta con un «Campo Experimental», con edificios que cubren una superficie de 500 m² y dotados de los más modernos elementos.

La solución de la conservación de cereales, las casas de «suelocemento» como una posible solución al problema de la vivienda usual y la adaptación de pavimentos de cemento portland sin armaduras, han manifestado ya la pujanza y capacidad del Instituto.

Existe desde el año 1931 un «Pliego de condiciones para la revisión y recibo del Cemento Portland, destinado a Obras Nacionales», del Ministerio de Obras Públicas.

El conjunto de la industria merece ser observada como ejemplo, singularmente por las demás naciones hispanoamericanas, para alcanzar un más alto nivel y llegar, al mismo tiempo, al grado de autarquía indispensable en la producción de elemento tan importante para la economía nacional como es actualmente el cemento portland.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| CALERA AVELLANEDA, S. A. Bartolomé Mitre, 226. Buenos Aires. | S. Jacinto-Olavarría. F. C. S. | *Avellaneda. Cal Hidrat.* | 145.000 | Buenos Aires |
| COINOR, S. A. CÍA INDUSTRIAL NORTEÑA. Avda. Pte. Roque Sáenz Pena, 636. Buenos Aires. | Frías F. C. E. | *Coinor.* | 100.000 | Santiago del Estero. |
| COMPAÑÍA ARGENTINA DE CEMENTO PORTLAND. Reconquista, 46. Buenos Aires. | Sierras Bayas. F. C. S. | *San Martín. Incor.* | 400.000 | Buenos Aires |
| | Parana. | *San Martín. Starcor.* | 170.000 | Entre Ríos |
| COMPAÑÍA SUD-AMERICANA DE CEMENTO PORTAND JUAN MINETTI E HIJOS LTD. S. A. Ituzaingo, 87. Córdoba. | Dumesnil. Panqueua. Campo Santo. | *Herenles. Antártico.* | 450.000 | Córdoba Mendoza Salta |
| CORPORACIÓN CEMENTERA ARGENTINA, S. A. Casilla Correo, 9. Córdoba. | Est. Kil. 7 - F. C. C. A Est. Capdevila F. C. P. Est. Pipinas F. C. S. | *Corcemar. Sigma.* | 350.000 | Córdoba Mendoza Buenos Aires |
| LA CEMENTERA DEL PLATA. Corrientes, 222. Buenos Aires. | Atalaya. | | | Buenos Aires |
| LOMA NEGRA, S. A. COMPAÑÍA INDUSTRIAL ARGENTINA. Avda. Pte. Roque Sáenz Pena, 636. Buenos Aires. | Lomas Negras Olavarría (F. C. S.). | *Loma Negra.* | 450.000 | Buenos Aires |

## BOLIVIA

A consecuencia de su aislamiento geográfico, de la naturaleza montañosa de su suelo y del escaso poder adquisitivo de la mayor parte de sus habitantes, la industria del cemento se ha desarrollado muy poco.

A partir de 1920, la realización de proyectos de grandes obras de carácter sanitario hizo sentir la necesidad de disponer del cemento necesario y, como el importado a través de Perú y de Chile hacía que su coste fuera muy elevado, se proyectó la construcción de una fábrica. El capital inicial fué boliviano en casi una tercera parte, y el resto de Perú y Estados Unidos, y la compañía, constituída en 1926, es la hoy llamada Sociedad Boliviana de Cemento, edificio «La Urbana», avenida General Camacho, 557, La Paz.

Después de varios tanteos de emplazamiento quedó instalada su fábrica en Viacha, a unos 30 kilómetros de La Paz, y empezó a producir en 1928. Su capacidad de producción inicial fué de 8.500 Tm. anuales, y fué después ampliada hasta 25.000 Tm.

Las cifras de producción de años posteriores son superiores a esa cantidad, lo que hace suponer han sido llevadas a cabo nuevas ampliaciones, ya que no tenemos noticia de la instalación de otras fábricas.

Los datos estadísticos de que hemos tenido noticia se insertan a continuación, cifrados en toneladas métricas:

| | 1929 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | 13.000 | 23.000 | 24.500 | 24.500 | 23.000 | 23.100 |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | s/d | 2.500 | 600 | 3.500 | 6.900 | 4.000 |
| Consumo ... ... ... ... ... ... ... ... | s/d | 25.500 | 25.100 | 28.000 | 29.900 | 27.100 |
| | *1944* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* | |
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | 28.150 | 27.600 | 32.400 | 38.400 | 38.400 | |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d | |
| Consumo ... ... ... ... ... ... ... ... | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d | |

El Gobierno y los ferrocarriles, que eran los principales consumidores, podían efectuar las importaciones sin pago de derechos arancelarios y con fletes reducidos.

Para los demás consumidores estos gastos, aumentados en los ocasionados por el transporte terrestre, hacían casi prohibitivo el empleo del cemento de importación.

## BRASIL

Prescindiendo de las tentativas más o menos infructuosas realizadas en años anteriores, podemos decir que la iniciación de la industria del cemento en el Brasil comienza con la creación de la Companhia do Cemento Portland, en 1924, que terminó su fábrica de Perus en 1926. El capital se formó con la aportación de un 76 % por la Canadian Foreing Investment y subscripción del 24 % restante entre accionistas brasileños. En su proyecto e instalación intervino eficazmente el ingeniero industrial español don Enrique Soler Fradera.

La «Lone Star Cement Corporation», de Nueva York, localizó un yacimiento de caliza en Guaxindibia, Estado de Río Janeiro, y montó una fábrica, que entró en funcionamiento en 1933, y que es explotada por la Companhia Nacional do Cemento Portland.

La antigua fábrica de Itapemirim, construída por el Estado de Espíritu Santo en 1912, fué un fracaso, pues estuvo once años sin funcionar. Autorizado el Gobierno, en 1923, para proceder a su arriendo, no apareció licitador hasta 1935, en el que fué arrendada por Bárbara & Cía., por un plazo de cuarenta años. Es una pequeña fábrica y la más antigua del país.

A partir de 1935 se instalaron las restantes fábricas, y hoy día existen varios proyectos de mejoras que más adelante indicaremos.

El Brasil es la nación más grande de la América del Sur, la de mayor población y la primera también en el consumo de cemento, y está actualmente en segundo lugar en cuanto a producción.

Hasta el año 1926 el cemento consumido se importaba en casi su totalidad de Alemania, Inglaterra, Bélgica, Polonia, dinamarca y Yugoeslavia. En la actualidad, no obstante el desarrollo de la industria nacional, continúa importándose cemento en cantidades que en el año 1947 llegaron a alcanzar las 400.000 Tm. El año 1929 se había registrado el máximo de 550.000 Tm. Esto da idea del importante aumento de consumo.

A continuación indicamos las cifras en toneladas métricas de producción, importación y consumo en varios años, que comprueban las manifestaciones anteriores:

| | 1929 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | 100.000 | 698.000 | 793.000 | 767.000 | 752.000 | 747.000 |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | 550.000 | 41.000 | 23.000 | 18.000 | 75.000 | 16.000 |
| Consùmo ... ... ... ... ... ... ... ... | 650.000 | 739.000 | 816.000 | 785.000 | 827.000 | 763.000 |
| | *1944* | *1945* | *1946* | *1947* | *1938* | |
| Producción ... ... ... ... ... ... ... | 800.000 | 774.000 | 826.000 | 860.000 | 1.112.400 | |
| Importación... ... ... ... ... ... ... | 100.000 | 286.000 | 324.000 | 400.000 | s/d | |
| Consumo ... ... ... ... ... ... ... ... | 900.000 | 1.060.000 | 1.150.000 | 1.260.000 | s/d | |

A pesar de todo, el cemento sigue escaseando en el Brasil, y una información del «Instituto d'Engenharia», de São Paulo, asegura que podrían ser absorbidas inmediatamente más de 300.000 Tm. suplementarias.

El consumo por habitante en 1947 representaba 28,63 Kg., muy por debajo de los 78 Kg. en la Argentina y no digamos de los 150 en Alemania (en el año 1939).

Todas las naciones que están en condiciones de hacerlo, ex-





portan actualmente cemento al Brasil: Dinamarca, Bélgica, Polonia, Alemania (zona rusa), Inglaterra y Yugoeslavia, a pesar de que existe en la nación de que nos ocupamos un pliego de condiciones bastante riguroso.

MEJORAS Y PROYECTOS:

Actualmente la fábrica de «João Pessoa» está siendo reformada para doblar su producción.

«Itapemirim» comenzará a fabricar cemento blanco.

«Maua» ha empezado ya el montaje de un tercer horno que tenía pedido hace más de dos años.

«Bel Horizon» también está montando un segundo horno «Smidth», con el que su producción alcanzará las 200.000 Tm. anuales.

«Itau» está montando un gran molino para doblar su capacidad de molienda.

«Perus» parece ser que va camino de emplazar un cuarto horno.

«Votorantim» tiene encargado otro horno para elevar su producción diaria a las 750 Tm., y

«Porto Alegre» tiene en proyecto un segundo horno.

La firma «Matarazzo», asociada a la «Lone Star», tiene en proyecto una fábrica a emplazar al Sur de Puerto Alegre.

La «Companhia do Cemento de Paraiso» tiene por montar en el Estado de Río del Norte una fábrica que funcionó en los Estados Unidos de América; desde hace dos años funciona en el citado paraje una pequeña fábrica-piloto, que da un producto bastante bueno a pesar de las dificultades de todo orden, pues está en una región semisalvaje donde se carece de todo, empezando por la fuerza motriz y acabando por carretera y ferrocarril.

En el Estado de Bahía queda un gran espacio por cubrir; ni en Pará, ni en Ceara hay ninguna fábrica. En Goias tampoco, ni en Mato Grosso y en Minas sólo dos fábricas.

En el Norte de Río, en los confines de Spirito Santo, se va a montar una gran zona siderúrgica bajo el nombre de «Cía. do Vale do Rio Doce», donde solamente las tres presas proyectadas absorberían la producción de una gran fábrica.

Las dificultades en muchas regiones son enormes para el transporte de grandes unidades, pues no existen carreteras, y los ferrocarriles son de un metro de anchura de vía y, a menudo, de 60 cm., por lo que, en opinión de técnicos experimentados, quizá convendría más el montaje de pequeñas fábricas del tipo de 50 a 80 Tm. diarias de producción, colocadas a pie de obra.

En resumen, vemos que el Brasil es un país joven, con enorme volumen de riquezas naturales que aprovechar, y donde se ofrecen vastas perspectivas al desenvolvimiento de la industria del cemento.

Casi todas sus fábricas dependen, en lo que a combustible se refiere, de las importaciones de «fuel» de los EE. UU.

La «Asociación Brasileña del Cemento Portland» dirige y vigila la fabricación y las normas. Tiene publicadas las siguientes normas de ensayos:

EB-1 Año 1937. — Cemento Portland común: Especificación Brasil.
EB-2 Año 1940. — Cemento Portland Alta Resistencia Inicial.
MB-1, MB-2, MB-3 } Año 1937.—Ensayo de Cemento Portland — Método Brasileño.

En Río de Janeiro existe un laboratorio de investigaciones del «Instituto Nacional de Tecnología», bajo la competente dirección de M. B. L. Da Fonseca Costa.

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| CEMENTOS PORTLAND DEL BAJIO, S. A. CEMENTO MONTE LIBANOI. Rua 10 de Marzo, 85. Río de Janeiro. | Cachoeiro da Itapimirin. | *Bárbara.* | 25.000 | Esp. Santo |
| CIA. PARAHYBA DE CIMENTO PORTLAND S. A. Caixa Postal, 22. João Pessoa — Parahyba. | Joao Pessoa. | *Doláport.* | 100.000 | Parahyba |
| COMPANHIA BRASILEIRA DE CIMENTO PORTLAND PERUS. Rua Xavier de Toledo, 14. São Paulo. | Peros (S. P. R.). | *Perus.* | 200.000 | São Paulo |
| COMPANHIA CIMENTO PORTLAND ITAU. Rua Senador Paulo Egidio, 34. São Paulo. | Itau de Minas.<br>Bel Horizonte. | *Itau.* | 160.000 | Min. Gerais<br>Min. Gerais |
| COMPANHIA NACIONAL DE CIMENTO PORTLAND. Avda. Pte. Wilson, 164. Edificio «Novo Mundo». Río de Janeiro. | Guaxindiba. | *Maua.*<br>*Incor.* | 350.000 | Río Janeiro |
| S. A. INDUSTRIAS VOTARATIM. Caixa Postal, 127. São Paulo. | Santa Helena.<br>Sorocaba. | *Votoran.* | 160.000 | São Paulo |

## CHILE

La industria del cemento chilena nació en 1906, en el que se constituyó la Fábrica de Cemento «El Melón, S. A.», con capacidad de producción inicial de 115.000 Tm. anuales, que trabajó en pequeña escala en los años anteriores a la primera guerra mundial. En 1916 sufrió un primer aumento, y llegó a las 175.000 Tm. Mediante substitución de la antigua maquinaria por otra norteamericana obtuvo, en 1930, nuevo aumento. A consecuencia de la instalación de un nuevo horno y de mayores depósitos de «clinker», llevada a cabo en 1935, alcanzó las 250.000 Tm. Por último, en 1937 elevó dicha capacidad a la actual de 375.000 Tm. (1).

El constante aumento del consumo y las posibilidades de exportación a países limítrofes, como Argentina y Bolivia, han dado nuevo desarrollo a la industria chilena. En 1945 se fundó la «Fábrica de Cemento Portland Polpaico», a unas 20 millas de Santiago, con capacidad de producción de 200.000 Tm. anuales. Con anterioridad fué fundada, en 1943, la «Sociedad de Cemento Juan Soldado, S. A.», para la instalación, cerca de La Serena, de una fábrica de 250.000 Tm. anuales.

No tenemos datos de la situación de estas últimas fábricas, pero las cifras de producción de los últimos años hacen suponer que, alguna de ellas al menos, ha debido entrar en funcionamiento.

The American Cement Directory, 1947, incluye la «Fábrica de Cemento El Romeral, S. A.», pero indica se carece de información en dicho año. Parece que esta Sociedad fué fundada en 1936 y que el emplazamiento de su fábrica es en las proximidades de Santiago. Tenemos igualmente noticias de la S. A. de Cemento de Arica.

Con todas estas realizaciones la capacidad de producción de la industria chilena llegaría a cerca del millón de toneladas anuales.

*Producción, importación, exportación y consumo de cemento en toneladas métricas*

| | *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* | *1943* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción | 145.000 | 341.500 | 381.000 | 353.700 | 365.000 | 375.000 |
| Importación | 242.000 | 1.460 | 13.750 | 31.000 | 15.600 | 9.300 |
| Exportación | 690 | 70 | 50 | 140 | 2.020 | 2.220 |
| Consumo | 385.500 | 342.400 | 398.700 | 390.000 | 378.200 | 381.800 |
| | *1944* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* | |
| Producción | 369.500 | 415.000 | 580.000 | 602.000 | 540.000 | |
| Importación | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d | |
| Exportación | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d | |
| Consumo | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d | |

Las importaciones eran realizadas, antes de la guerra, de Alemania, EE. UU. y Gran Bretaña por los buques exportadores de nitrato.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Fábrica de Cemento «El Melón». S. A.—Prat, núm. 872. Valparaíso. Fábrica: *La Calera*.

Fábrica de Cemento «El Romeral» — Coma de San José de Maiso. Fábrica: *El Romeral* (*Santiago*).

Sociedad de Cemento «Juan Soldado», S. A. Fábrica: *La Serena*.

Fábrica de Cemento Polpaico. Fábrica: *Polpaico* (*Santiago*).

Sociedad Cemento de Arica. Fábrica: *Arica*.

Existen las «Normas chilenas para la aceptación del cemento portland en Obras Públicas». Decreto n.º 1.935, febrero de 1932.

(1) Ver «Cemento», núm. 148, julio de 1946, página 188.

## COLOMBIA

En el año 1939 existían en Colombia tres fábricas de cemento: Argos (Medellín), Diamante (Apulo-Cundinamarca) y Samper (Cundinamarca) (1), y se encontraba en construcción la del Nare (Medellín). Posteriormente se instalaron la del Valle del Cauca y la de Bucaramanga. En total, cuenta actualmente la industria colombiana con 6 fábricas de cemento, cuya producción es de unas 350.000 Tm. anuales.

Hasta el año 1935 no figuran cifras de consideración para la producción nacional y el consumo, todavía muy reducido, se atendía con las importaciones. En los primeros años, Dinamarca era la mayor importadora en este país, seguida de No-

(1) Ver «Cemento». núm. 78, noviembre 1935, págs. 369-371.

ruega, Bélgica y EE. UU. A partir de 1940, con motivo de la guerra, desaparecieron las importaciones europeas y se importaron algunas cantidades de EE. UU. El desarrollo de la industria compensó el déficit de las importaciones.

*Datos de producción, importación y consumo en los años que se indican, en toneladas métricas*

| | *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* | *1943* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... | 9.000 | 167.000 | 187.000 | 211.000 | 208.000 | 226.000 | 302.000 | 332.000 | 345.000 | 362.000 |
| Importación ... ... ... | 150.000 | 40.000 | 18.000 | 5.000 | 1.000 | 4.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Consumo ... ... ... ... | 159.000 | 205.000 | 205.000 | 216.000 | 193.000 | 225.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |

RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| SOCIEDADES | Emplazamiento de las fábricas | Marcas | Capacidad Tm. | Estado |
|---|---|---|---|---|
| CEMENTOS DEL VALLE, S. A. Edificio «Pielroja». Calí, Valle del Cauca. | Puerto Isaac.<br>Yumbo. | *Conquistador.* | 60.000 | Valle del Cauca |
| COMPAÑÍA DE CEMENTO «ARGOS». Medellín. | Medellín. | *Argos.* | 40.000 | Medellín |
| COMPAÑÍA DE CEMENTOS PORTLAND DIAMANTE, S. A. Edificio Banco de Bogotá, núm. 4 - 29. Bogotá. | La Naveta.<br>Apulo-Jirardo.<br>Surata.<br>Bucaramanga. | *Portland Cement.* | 100.000 | Cundinamarca<br>Santander |
| FÁBRICA DE CEMENTO SAMPER. Calle 13, número 8 - 65. Bogotá. | La Siberia.<br>La Calera. | *Titán.*<br>*Calcemento.* | 70.000 | Cundinamarca |
| MÁRMOLES Y CEMENTOS DEL NARE, S. A. Ap. 6-2-8. Medellín. | Puerto Inmarco, Río Magdalena. | | 90.000 | Medellín |

## ECUADOR

El año 1922 se construyó la fábrica de Estero Salado, en San Eduardo (Guayaquil), con maquinaria Krupp. En 1923 pasó a una compañía anglo-canadiense, y en la actualidad la explota la «Cemento Nacional, C. A.», de Guayaquil, formada en 1934 por un grupo norteamericano, que substituyó la antigua maquinaria por un equipo adquirido de segunda mano en EE. UU. Su capacidad de producción es de 20.000 Tm. anuales, según unas informaciones, y de 36.000 Tm. según otras.

*Producción, importación y consumo de cemento en toneladas métricas*

| | *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* | *1943* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... | 12.000 | 14.250 | 16.500 | 17.000 | 19.800 | 27.860 | 37.200 | 38.400 | 33.600 | 40.800 |
| Importación ... ... ... | 17.850 | 2.000 | 11.000 | 2.900 | 5.250 | 1.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Consumo ... ... ... ... | 29.850 | 16.250 | 27.500 | 19.900 | 25.050 | s/d | s/d | s/d | s/d | s/d |

El aumento de producción no se ha visto interrumpido y las cifras de los últimos años hacen pensar que, si son efectivamente sólo de producción y no de consumo, la capacidad de producción es superior a las antes indicadas.

## PERÚ

En 1916 la Compañía Peruana de Cemento Portland «El Sol» instaló su fábrica de Jirón-Ancashs, Lima, con un horno de 20 Tm. diarias de capacidad, que fué aumentada en 1923 a las 45.000 Tm. anuales. En 1925, después de la substitución de su maquinaria por otra moderna, empezó a trabajar con éxito satisfactorio.

Después de nuevas ampliaciones, en 1936 y 1938 su capacidad se elevó a las 120.000 Tm. y, por último, en 1940, a 260.000 Tm., que es la con que hoy figura.

Hasta 1939, las importaciones suponían un tonelaje de importancia, pero a partir de este año sufrieron una gran reducción, que fué suplida por la producción nacional.





*Producción, importación, exportación y consumo de cemento en toneladas métricas*

| | 1929 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 | 1944 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... | 51.000 | 120.000 | 124.000 | 167.900 | 188.900 | 208.600 | 248.500 |
| Importación ... ... ... ... ... | 92.500 | 41.200 | 18.800 | 6.200 | 1.400 | 2.000 | — |
| Exportación ... ... ... ... ... | — | — | — | — | 1.350 | 8.250 | — |
| Consumo ... ... ... ... ... ... | 143.500 | 161.200 | 143.300 | 174.100 | 188.900 | 202.400 | — |

En 1945 la producción alcanzó la cifra de 265.600 Tm., último dato que poseemos, y que supone la marcha a plena producción de la fábrica, ya que no tenemos noticias de la existencia de ninguna otra.

The American Cement Directory 1947, sitúa la fábrica de Atocongo y Maravillas, pero indica carece de información en dicho año.

## PARAGUAY

El año 1912 empezó a instalar una compañía francesa una fábrica en Itapucumi. La primera guerra europea interrumpió su instalación.

En 1926 una compañía local repasó y completó la fábrica, y parece que en 1931 fabricaba cemento de buena calidad. Nuestras noticias son de que posteriormente quedó parada.

## URUGUAY

En el año 1914 existía en Sayago una fábrica de unas 45.000 Tm. anuales de producción, que pasó en 1919 a ser propiedad de la «Lone Star Cement Corporation», que desde entonces explota la citada fábrica con el nombre de Compañía Uruguaya de Cemento Portland. Es su capacidad actual de 200.000 Tm. anuales. En 1941 parece había proyecto de ampliación a 300.000 Tm., que ignoramos si ha llegado a realizarse.

La Compañía de Materiales de Construcción inició en 1937 la construcción de otra fábrica en Nueva Carrara, a 110 Km. de Montevideo, que hoy cuenta una capacidad de 36.000 Tm. anuales.

Las dos fábricas citadas integran la industria cementera uruguaya.

En este país se emplea mucho el cemento. Es el segundo de los países hispanoamericanos en cuanto a consumo por habitante.

La producción en 1945, último dato que poseemos, fué de 225.000 Tm.

Las normas de ensayo para recepción del cemento están publicadas por el Ministerio de Construcciones Públicas en el año 1929.

*Producción, importación, exportación y consumo de cemento en toneladas métricas*

| | 1929 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 | 1944 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... | 250.000 | 173.500 | 167.900 | 179.000 | s/d | s/d | 182.400 |
| Importación ... ... ... ... ... | 36.600 | 4.500 | 3.600 | 2.000 | 200 | 500 | s/d |
| Exportación ... ... ... ... ... | — | — | — | — | 5.100 | 9.200 | s/d |
| Consumo ... ... ... ... ... ... | 286.600 | 178.000 | 171.500 | 181.600 | s/d | s/d | s/d |

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Compañía Nacional de Cementos, S. A. Paraíso 3033, Montevideo. Fábrica: *Nueva Carrara* (*Maldonado*).

Compañía Uruguaya de Cemento Portland. Edificio Banco de Cobranzas, Zabala, núm. 1338. Montevideo. Fábrica: *Sayago*.

## VENEZUELA

En la actualidad funcionan, según nuestras noticias, dos fábricas de cemento; una, en La Vega, cerca de Caracas, y la otra, en Valencia. A la primera se le asigna una capacidad de producción de 100.000 Tm. anuales; a la segunda, unas informaciones le asignan 30.000 Tm. y otras la hacen elevar a 90.000 Tm. «The American Cement Directory», de 1947, indica 100 Tm. diarias.

Posteriormente se ha fundado la «Compañía Venezolana de Cemento», que anunciaba la instalación de tres fábricas: Barquisimeto, Maracaibo y Portugalete, de 40.000 Tm., 90.000 Tm. y 90.000 Tm. de capacidad de producción, respectivamente, que serían puestas en marcha en 1945, 1946 y 1947. No tenemos noticias de que hayan entrado en producción, aunque las cifras de ésta en los últimos años hacen suponer aumento de capacidad.

Tenemos también noticias de proyectos de instalaciones de nuevas fábricas en San Cristóbal, Isla de Taos y Guanta.

Los principales consumidores de cemento de Venezuela son el Gobierno y las compañías petrolíferas. Estas últimas importaban cementos europeos o de los Estados Unidos, según las empresas que las dirigían.





*Producción, importación y consumo de cemento, en toneladas métricas*

| | 1929 | 1939 | 1940 | 1941 | 1942 | 1943 | 1944 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción ... ... ... ... ... | 30.000 | 38.400 | 87.100 | 115.400 | 121.800 | 111.700 | 119.200 |
| Importación ... ... ... ... ... | 105.000 | 178.000 | 113.000 | 65.900 | 25.000 | 58.500 | — |
| Consumo ... ... ... ... ... ... | 135.000 | 216.400 | 200.100 | 181.300 | 146.800 | 170.200 | — |

Según las estadísticas de las Naciones Unidas, las producciones de cemento en los años posteriores a la guerra fueron las siguientes, en toneladas métricas:

| 1945 | 1946 | 1947 | 1948 |
|---|---|---|---|
| 110.000 | 128.500 | 146.400 | 205.000 |

Puede observarse el notable aumento de producción conseguido de 1939 a 1948.

Las normas de ensayo vigentes fueron publicadas en julio de 1941, por el Ministerio de Obras Públicas.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Fábrica Nacional de Cementos, Caracas. Fábrica: *La Vega.*
Compañía Anónima «Cemento Carabobo». Girardot, 172, Valencia. Fábrica: *Valencia.*
Compañía Anónima Venezolana de Cementos. Fábricas: *Barquisimeto. Maracaibo. Portugalete.*

## ASIA

Es uno de los continentes donde, en general, el atraso técnico se hace sentir con más fuerza en todos los órdenes de la vida. Poco representa, en efecto, para su enorme extensión, la producción de 8.450.000 Tm. de cemento en 1937, máxima que conocemos, y de la cual 6.034.000 Tm. correspondían al Japón.

Con la mayoría de sus países sometidos, si no a régimen francamente colonial, sí, al menos, dependiente en todo lo que a desarrollo intelectual y técnico se refiere, de los países europeos y de los Estados Unidos de América, y con una variedad política notoria, que fluctúa desde los principios absolutos y tiránicos hasta los de Repúblicas más o menos avanzadas, poco han adelantado aún en el aspecto industrial.

No se puede hablar, en la mayoría de ellos, de una industria del cemento nacional, y la observación del mapa que adjuntamos hará ver que, con la excepción del Japón, la India, China, Manchuria y Corea, existen sólo fábricas aisladas, perdidas en la inmensidad de su extensión territorial.

Mientras que en la India y China dominan las fábricas con material y capital inglés, en el próximo Oriente, las naciones que se van sumando al mundo civilizado bajo el conjuro del petróleo que contiene su subsuelo, han ido montando sus fábricas con maquinaria alemana principalmente. En Palestina y Siria se nota un esbozo de industria cementera, y existen algunas fábricas que montó la firma alemana «Miag». De todos modos, siguen dependiendo, en lo que se refiere a cemento de la importación.

Las cifras de producción conocidas son las siguientes, en Tm.:

| | 1929 | 1938 | 1945 | 1946 | 1947 | 1948 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| China... ... ... ... ... ... | — | 24.000 | 1.100 | 83.600 | 245.600 | 272.900 |
| India ... ... ... ... ... ... | 570.000 | 1.413.000 | 2.244.000 | 2.064.000 | 1.764.000 | 1.544.400 |
| Indochina... ... ... ... | 184.000 | 266.000 | — | — | — | — |
| Indias Hol. ... ... ... | — | 170.000 | — | — | — | — |
| Japón ... ... ... ... ... | 4.387.000 | 5.519.000 | 1.176.000 | 924.000 | 1.236.000 | 1.848.000 |
| Palestina ... ... ... ... | — | 98.000 | — | — | — | — |
| Siria ... ... ... ... ... | — | 45.000 | 34.800 | 44.400 | 45.600 | 49.200 |
| Líbano ... ... ... ... | — | 206.000 | 148.800 | 157.200 | 168.000 | 208.800 |
| Filipinas ... ... ... ... | 65.000 | 167.000 | — | — | 134.400 | 135.600 |
| Siam ... ... ... ... ... | — | 92.000 | — | — | 58.800 | 828.000 |
| *Totales* ... ... ... ... | 5.700.000 | 8.000.000 | 3.624.700 | 3.273.200 | 3.652.400 | 4.886.900 |

Trataremos con algún detalle de las industrias del Japón, la India, Manchuria y Corea, que, como hemos dicho, son las únicas de importancia. De China, los datos que poseemos son muy incompletos; incluso los de producción de la O. N. U., se refieren sólo a la parte de fábricas que estaban bajo la vigilancia de la Comisión que se ocupaba de la intervención industrial.

De la Rusia Asiática carecemos de datos.

## INDIA

Según nuestras noticias, en el año 1925 la industria del cemento portland estaba integrada por cinco fábricas, todas ellas de origen y capital inglés, situadas tres de ellas en la zona marítima (Dwarka y Porbandar, en la parte occidental, y Madras, en la oriental) y dos en el interior (Bundi y Katni). La producción, en 1929, alcanzó una cifra muy próxima a las 600.000 Tm.

Posteriores ampliaciones hicieron aumentar esta cifra hasta alcanzar la de 1.500.000 Tm. en los años anteriores a la segunda guerra mundial. De una información abierta respecto a las actividades de las fábricas en el período 1939-1947 se deduce que la capacidad total de las mismas no pudo ser aprovechada por dificultades de transportes, suministros de carbón y conflictos sociales. Según informe del Ministerio de Industria y Suministros de la India, se estimaban, en 1947, necesarios 3.000.000 de Tm. anuales para cubrir las necesidades del mercado. Era la capacidad de las fábricas de 2.075.000 Tm. Encontramos contradicción entre estos datos y los facilitados por las estadísticas de la O. N. U., que le atribuyen producciones de 2.244.000 Tm. y 2.064.000 Tm. en los años 1945 y 1946. Aunque las cifras de 1947 y 1948 son más bajas, debe tenerse en cuenta que sólo corresponden a las de producción de las fábricas pertenecientes al Indostán, pero no a las que han quedado en Pakistán.

En 1947 la producción que antes hemos indicado estaba repartida entre 19 fábricas, según unos informes, y 24, según otros. Tal vez esta discrepancia será debida a la razón antes indicada de incluirse en unas cifras las de los dos nuevos Estados y en otras sólo la de uno de ellos.

Actualmente se proponen incrementar la producción de las fábricas existentes y tienen plan de instalación de nuevas fábricas. Se han aprobado siete proyectos de ampliación para un aumento de 1.000.000 de Tm.

Se construirán cinco nuevas fábricas: cuatro de ellas de 150.000 Tm. anuales en Bombay, Baroda, Jaipur y Rewa; la quinta, de 400.000 Tm., en las Provincias Unidas. Se reseñan también las ampliaciones de dos fábricas de la provincia de Bihar, con capacidad de 130.000 Tm., y la instalación de otras dos de 150.000 Tm. cada una, sin indicar emplazamiento. De llevarse a cabo estos proyectos, entendemos que el aumento será superior al antes indicado y que el total de la capacidad de producción rebasará, con mucho, los 3.000.000 de Tm.

Creemos que del acierto de la gestión de los gobiernos de los dos nuevos Estados dependerá el que la industria del cemento adquiera en ellos la pujanza que sus riquezas naturales, la extensión del territorio y la densidad de población hacen presentir.

A continuación reseñamos los datos estadísticos de producción y los de las 19 fábricas citadas, algunas de las cuales no nos ha sido posible localizar en el mapa correspondiente.

*Producción en toneladas métricas*

| *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|
| 570.000 | 1.413.000 | 2.244.000 | 2.064.000 | 1.764.000 | 1.544.400 |

RELACIÓN DE FÁBRICAS DE CEMENTO

*Capacidad de producción diaria en toneladas métricas*

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Fábricas: | *Kymore* | 834 | Fábricas: | *Andhra* | 100 |
| | *Katnia* | 334 | | *Dwarka* | 600 |
| | *Chaibassa* | 334 | | *Lakheri* | 750 |
| | *Dalmainagar* | 334 | | *Banmor* | 200 |
| | *Some Valley* | 500 | | *Shahbal* | 666 |
| | *Kalyanpur* | 666 | | *Dalmia Dadri* | 133 |
| | *Jahajha* | 40 | | *Bhadravati* | 66 |
| | *Kistana* | 266 | | *Surajpur* | 333 |
| | *Madukarai* | 600 | | *Porbandar* | 140 |
| | *Dalmiapuram* | 234 | | | |

Es de notar que de las diecinueve fábricas citadas, siete pueden calificarse de gran capacidad de producción.

## JAPÓN

La gran importancia, tanto técnica como comercial, de la industria japonesa del cemento queda reflejada en las muchas estadísticas y trabajos que venía publicando la prensa japonesa hasta la fecha de su entrada en la guerra mundial.

En los años 1881 y 1883 fueron instaladas las primeras fábricas, de Onoda y Asano, con lo que se iniciaba la industria del cemento en este país. Hasta el año 1900 el cemento era material de importación en casi su totalidad, pero desde esta fecha empezó a intensificarse la producción nacional, superando las necesidades del imperio y lanzándose a la conquista del mercado extranjero. Como dato interesante señalaremos que en 1903 se instaló el primer horno rotatorio en la Asano. Antes de la guerra era el tercer país productor de cemento del mundo.

En el período de la expansión continental del Japón su industria del cemento se extendió a los territorios ocupados, especialmente en Manchuria, Corea y Formosa, dando lugar al desarrollo de la de estos territorios, como más adelante indicaremos.

Según informe del U. S. Bureau of Mines, llevado a cabo con la cooperación de la Sección de Recursos Naturales del Mando Supremo de las Fuerzas Aliadas en Tokio, publicado en la revista americana «Rock Products», enero 1948, los datos que reflejan la marcha de la industria japonesa son los siguientes, en toneladas métricas.

| Años | Producción de cemento | Consumo interior | Exportaciones | Existencias | Capacidades |
|---|---|---|---|---|---|
| 1925...... | 2.270.000 | 1.994.900 | 217.200 | 108.800 | 2.750.000 |
| 1930...... | 3.290.000 | 2.613.000 | 273.000 | 104.000 | 4.530.000 |
| 1938...... | 5.705.500 | 4.772.000 | 637.500 | 296.000 | 7.600.000 |
| 1940...... | 6.002.400 | 4.706.000 | 973.200 | 323.000 | 7.600.000 |
| 1941...... | 5.828.500 | 4.818.500 | 692.350 | 317.600 | 6.930.000 |
| 1942...... | 4.356.000 | 3.952.800 | 168.380 | 234.800 | 6.500.000 |
| 1943...... | 3.767.670 | 3.390.000 | 126.000 | 251.650 | 4.928.000 |
| 1944...... | 2.959.690 | 2.799.925 | 31.530 | 128.230 | 4.490.000 |
| 1945...... | 1.172.370 | 1.041.100 | — | 131.270 | 3.000.000 |





En estas cifras se notan los efectos de los años de guerra, en los que por no haber sido considerada la industria del cemento como de importancia estratégica se vió obligada a reducciones en la capacidad de producción.

Estos efectos se notaron no sólo en las cifras de producción, sino también en las calidades. De 1925 a 1936, del 95 % al 97 % del cemento que se producía en las fábricas japonesas era cemento portland. A partir de esta fecha empezó a tomar algún desarrollo la fabricación de otras clases de cemento, y llegó a representar, en 1939, un 12 % de la total producción. Los fabricantes aseguraban, en esta época, que dichos cementos eran destinados al consumo interior del país y rechazaban enérgicamente los informes extranjeros, según los cuales el cemento que dedicaban a la exportación era de peor calidad y destinado al «dumping», y justificaban los precios extremadamente bajos que ofrecían al mercado extranjero por la perfección alcanzada en sus instalaciones y las favorables condiciones en que obtenían las primeras materias y combustibles. A ello cabe añadir, los reducidos salarios de la mano de obra nacional y sus largas jornadas de trabajo.

En plena guerra la necesidad de disponer de la mayor cantidad posible de aglomerante, no obstante la reducción de la producción de «clinker», hizo que la fabricación del portland quedara reducida a porcentajes del 70 al 75 %. En los años 1943 y 1944 llegaron hasta el 57 y 64 %.

El descenso notable de las exportaciones a partir de 1940 lo atribuímos, además de a las circunstancias de la guerra, al aumento de la producción propia de Manchuria, Corea y Formosa a que nos referiremos al tratar de estos territorios. Antes de esta fecha el mercado exterior de la industria japonesa lo comprendían, además de dichos territorios, China, Países del continente asiático, Islas de la Polinesia y América del Norte y Sur. A algunas posiciones africanas eran también exportados los cementos japoneses. Desde 1940 casi la totalidad de la exportación fué absorbida por los tres territorios antes indicados.

Según datos recogidos de un artículo publicado por Mitsuzo Fujii en la revista «Pit and Quarry», julio 1948, después de los trabajos realizados para la reconstrucción de la industria, ésta se encuentra hoy integrada por 13 Sociedades y 36 fábricas, distribuídas entre las tres principales islas. Las tres empresas más importantes son: la Asano Cement Co., con 10 fábricas; la Onoda Cement Co., con 8 fábrica, y la Iwaki Cement Co., con 7 fábricas. Las dos primeras, que cuentan con fábricas de mayor capacidad, integran el 50 % de la producción total.

Según las cifras publicadas en dicho trabajo y las de la estadística de la O. N. U., las producciones en los años últimos fueron las siguientes, en toneladas métricas:

| *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|
| 927.000 | 1.232.000 | 1.848.000 |

De ellas se deduce la recuperación, aunque lenta, de esta potente industria que quizás, dentro de algunos años, vuelva a dejar sentir su influencia en el mercado mundial.

La producción japonesa de cemento portland estaba, hasta 1940, bajo el influjo de dos asociaciones: la «Japan Portland Cement Manufacturer's Federation» («Cement Rengokai») y la «Japanese Portland Cement Association» («Cement Bogyo-Kai»), integradas por todos los fabricantes, que se ocupaban de la distribución de los mercados de venta y la expansión del conocimiento del cemento.

En 1940 el Gobierno estableció la Cement Distribution Co. con los mismos fines, y los fabricantes disolvieron sus anteriores organizaciones y crearon la Cement Industry Union, de acuerdo con las directrices del gobierno. Durante los años de guerra la «Portland Cement Control Association», creada bajo las prescripciones de las leyes de movilización general, fué el organismo encargado de regular la producción y distribución del cemento.

En la actualidad existen dos importantes organizaciones: la «Japan Cement Association» (J. C. A.) y la «Japan Cement Engineering Association» (J. C. E. A.), ambas integradas y financiadas por las compañías japonesas. La primera de estas sociedades se ocupa de la formación de estadísticas de producción, demanda y uso del cemento, de la racionalización y de la investigación de problemas laborales, etc. La segunda dirige sus actividades a promover el empleo del cemento y del hormigón y al estudio técnico de la producción e investigaciones científicas. Ambas organizaciones están estrechamente unidas.

La distribución del cemento destinado a las fuerzas de ocupación y los suministros del combustible necesarios para su producción las regula la Economic Stabilization Board. El Ministerio de Comercio e Industria es el que regula los suministros de combustible y elementos necesarios para la fabricación, así como la producción y distribución del cemento para los demás usos.

La demanda de cemento en el Japón es considerable en los momentos actuales para la edificación de casas habitación y para las reparaciones de los daños de guerra. Se calculan en unos 4.000.000 las casas destruídas por los «raids» de aviación.

No podemos dejar de llamar la atención sobre el desarrollo y buen éxito que alcanzó la construcción con hormigón armado en el Japón, donde, debido a los frecuentes terremotos y movimientos sísmicos, se fomentaron grandemente los estudios sobre la citada clase de construcción, que vino a ser la solución para soportar estas catástrofes. Ello influyó grandemente en el desenvolvimiento de la industria del cemento. Incluso en informes recientes sobre los resultados de los ataques atómicos en Hiroshima y Nagasaki (1), la construcción con hormigón armado se apunta excelentes éxitos frente a la acción devastadora de las últimas armas de guerra usadas por Norteamérica.

Se editaban las publicaciones «The Cement Bulletin», «A Library of Concrete» y «The Monthly Report of Cement Trade».

---

(1) Ver «Cemento», núm. 175, octubre de 1948, páginas 273-277.





Quincenalmente aparecía la «Sementokai-Ihoh» (El mundo del cemento), en japonés, con la que sostuvimos cambio hasta la guerra, y en la cual, como en otras publicaciones escritas con los signos característicos, intercalaban hojas escritas a máquina en inglés para su más fácil comprensión en los demás países del mundo.

Existía también la «Asociación de Ingenieros de la Industria del Cemento», que celebraba un Congreso Anual, y eran frecuentes antes de la guerra cursillos de vulgarización de las aplicaciones del cemento y del hormigón, como los que se celebraban en la «Kanazawa High Technical School».

Según noticias facilitadas por la revista americana «Pit & Quarry» han vuelto a reanudarse esas reuniones anuales después de la guerra, y se ha celebrado un segundo Congreso, en 1948, en Tokio, bajo la presidencia de Mitsuzo Fujii, de la «Japan Cement Engineering Association». En él se ha tratado, además de otras interesantes cuestiones de orden técnico, de las medidas a adoptar para conseguir los elementos necesarios (combustible, envases y transportes) a fin de asegurar la producción de 2.000.000 de Tm. en el citado año. Se preparaba una reunión para el pasado mes de mayo.

Todo ello da idea clara de la potente industria japonesa del cemento y de la importancia que los fabricantes conceden a su organización, tanto técnica como comercial, lo cual ha influído sin duda alguna en el desarrollo y adelanto de la misma.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| | | | Capacidad anual en Tm. |
|---|---|---|---|
| Iwaki Cemento C. | Fábricas: | *Karita (Fukuoka-Ken)* | 160.000 |
| | | *Tsuruga (Kyoto-Fu)* | 84.000 |
| | | *Tochigi (Gunma-Ken)* | 130.000 |
| | | *Nanao (Ishikawa-Ken)* | 92.500 |
| | | *Hachinohe (Ibaragi-Ken)* | 166.000 |
| | | *Hidachi (Ibaragi-Ken)* | 87.000 |
| | | *Yotsukura (Miyagi-Ken)* | 73.000 |
| Ube Cement Co. | Fábrica: | *Ube (Yamaguchi-Ken)* | 340.000 |
| Osaka Yogyo Cement Co | Fábricas: | *Osaka (Osaka-Fu)* | 435.000 |
| | | *Hirohata (Hiyogo-Ken)* | |
| Onoda Cement Co | Fábricas: | *Atetsu (Okayama-Ken)* | 95.000 |
| | | *Oita (Oita-Ken)* | 320.000 |
| | | *Onoda (Yamaguchi-Ken)* | 146.000 |
| | | *Ojunato (Iwate-Ken)* | 120.000 |
| | | *Tawra (Aichi-Ken)* | 30.000 |
| | | *Tsunemi (Fukuoka-Ken)* | 31.000 |
| | | *Fujiwara (Miye-Ken)* | 154.000 |
| | | *Yahata (Fukuoka-Ken)* | 63.000 |
| Sangyo Cement Co. | Fábrica: | *Gotoji (Fukuoka-Ken)* | 70.000 |
| Chichibu Cement Co. | Fábrica: | *Chichibu (Saitama-Ken)* | 310.000 |
| Toyo Cement Co. | Fábrica: | *Kokura (Fukuoka-Ken)* | 133.000 |
| Tokuyama Soda Co. | Fábrica: | *Tokuyama (Yamaguchi-Ken)* | 120.000 |
| Nihon Seitetsu Co. | Fábrica: | *Yahata (Fukuoka-Ken)* | 30.000 |
| Asano Cement Co. | Fábricas: | *Amagasaki (Hyogo-Ken)* | |
| | | *Itozaki (Hiroshima-Ken)* | 120.000 |
| | | *Osaka (Osaka-Fu)* | 150.000 |
| | | *Kawara (Fukuoka-Ken)* | 255.000 |
| | | *Kamiiso (Hokkaino)* | 136.000 |
| | | *Sayeki (Oita-Ken)* | 102.000 |
| | | *Tosa (Kochi-Ken)* | 116.000 |
| | | *Nishitama (Tokyo-Fu)* | 180.000 |
| | | *Moji (Fukuoka-Ken)* | 148.000 |
| | | *Yatsushire (Kumamoto-Ken)* | 106.000 |
| Nippon Koro Coment Co. | Fábrica: | *Kawasaki (Kanagawa-Ken)* | 112.000 |
| Nozawa Sekimen Co. | Fábrica: | *Hikone (Shiga-Ken)* | 44.500 |
| Mitsui Kozan Co. | Fábrica: | *Omuta (Fukuoka-Ken)* | 25.000 |

## MANCHURIA, COREA Y FORMOSA

La industria del cemento en estos territorios, que producía cantidades poco considerables de 1926 a 1936, adquiere su desarrollo en la época de expansión continental del Japón, de cuya industria era continuación. Las cifras siguientes dan idea de la marcha de este desarrollo.

*Producción en toneladas métricas*

| *Años* | MANCHURIA | COREA | FORMOSA |
|---|---|---|---|
| 1926......... | 127.500 | 127.500 | 127.500 |
| 1930......... | 194.500 | 246.500 | 120.000 |
| 1936......... | 581.800 | 567.200 | 142.000 |
| 1940......... | 1.017.500 | 1.142.500 | 226.000 |
| 1941......... | 1.163.700 | 1.215.300 | 212.300 |
| 1942......... | 1.532.100 | 1.181.500 | 228.100 |
| 1943......... | 1.503.000 | 1.190.000 | 309.400 |
| 1944......... | 1.138.000 | 1.003.300 | 245.000 |

En 1931 y 1939 un 50 % de las exportaciones japonesas eran absorbidas por estos territorios. Este porcentaje se elevó al 70 % y 75 % en 1933-1934, pero volvió al anterior hasta 1939. En 1940 casi el total de las exportaciones del Japón fueron destinadas a los mismos.

Carecemos de cifras de detalles de las exportaciones japonesas de 1941 a 1945, pero suponemos que el descenso a que hicimos mención al tratar del Japón debió tener por causa, además de las naturales de la guerra, el desarrollo de la producción propia que se observa en el estado anterior.

En la actualidad, la industria del cemento en estos territorios se distribuye en la siguiente forma:

| | Sociedades | Fábricas | Capacidad anual producción en Tm. |
|---|---|---|---|
| Manchuria ... ... ... ... | 5 | 74 | 2.200.000 |
| Corea ... ... .. ... ... | 4 | 7 | 1.780.000 |
| Formosa... ... ... ... ... | 3 | 3 | 560.000 |

Carecemos de datos de los año 1945 a 1948.

## RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

| | | | Capacidad anual Tm. |
|---|---|---|---|
| The Manchurian Onoda Cement Co. | Fábricas: | *Kiangtungtsun (Manchuria).*<br>*Wenchun Chwantoutsun* »<br>*Aushan* »<br>*Hsiaotun* »<br>*Miaoling* »<br>*Dairen* » | 2.200.000 |
| Manchurian Asano Cement C. | Fábricas: | *Kirin* »<br>*Hsichien* »<br>*Fushun* » | |
| Manchurjan Asano Cement Co. | Fábricas: | *Omeichwang* »<br>*Penhsihu* »<br>*Hsinfaku* » | |
| The Antung Cement Co. | Fábrica: | *Antung* » | |
| Kirin Syntehetic Oil Co. | Fábrica: | *Kirin* » | (parada) |
| Onoda Cement Co. | Fábricas: | *Komosan (Corea).*<br>*Sennairi* »<br>*Hijo* »<br>*Sanchoko* » | 906.000 |
| Asano Cement Co. | Fábrica: | *Hozan* » | 408.000 |
| Oryokko Sudien Co. | Fábrica: | *Heijo* » | 150.000 |
| Chosen Cement Co. | Fábrica: | *Kaishu* » | 313.000 |
| Taiwan Cement Co. | Fábrica: | *Takao (Formosa).* | 380.000 |
| Taiwan Kasei Co. | Fábrica: | *Suo* » | 180.000 |
| Nampo Cement Co. | Fábrica: | *Shinchku* » | (parada) |

## OTROS PAÍSES Y TERRITORIOS

De los restantes países y territorios coloniales sólo poseemos los datos de producción que figuran en la estadística inserta al tratar de Asia en general, y los nombres de las fábricas localizadas en el mapa. Por esta razón no hacemos estudio detallado de ninguno de ellos, y nos limitamos a insertar la relación de fábricas de que tenemos conocimiento.





| SOCIEDADES | Emplazamientos | Estados Territorios |
|---|---|---|
| Fábrica de Cemento Afghanistan. | *Kabul.* | Afghanistan. |
| Canton Gouvernement Brick. | *Canton.* | China. |
| And Cement Works. | *Tongshang.* | » |
| Chee Tsin Cement Co. | *Hupeh (Shi Yui Yao).* | » |
| Chinese Shanghai Cement mig Co. | *Shanghai.* | » |
| China Portland Cement Co. | *Lungtan.* | » |
| Kwantung Cement Plant. | *Canton.* | » |
| Shanghai Cement Co. | *Shanghai.* | » |
| Shantung Cement Co. | *Tsingtao.* | » |
| Ta Hu Cement Works. | *Wu. Schan.* | » |
| Cebu Porland Cement Co. | *Catano Guayaubo.* | Filipinas. |
| National Cement Co. | *Naga.* | » |
| Rizal Cement Co. (Rizal). | *Manila.* | » |
| Creen Island Cement Co. | *Hong Kong.* | Hong Kong (Ingl.). |
| Societé de Ciments Portland Artificiels de L'Indo-Chine. | *Haipong-Tonkin.* | Indo-China (Francia). |
| Indo-China Cement Co. | *Haipong-Tonkin.* | » » |
| Yrak Cement Company. | *Bagdad.* | Irak. |
| (Desconocida.) | *Trípoli (Tarabolus).* | Líbano. |
| (Desconocida.) | *Macao.* | Macao (Portugal). |
| Fábrica de Cemento «OSHAR». | *Haifa.* | Palestina. |
| «Shimshon». | *Har Tuo.* | » |
| Fábrica de Cemento de Sbab-Alboul. | *Azinabad.* | Persia. |
| Bangkok Cement Co. | *Bangkok.* | Siam. |
| Siam Cement Co. | » | » |
| Société Nationale pour la fabrication de Ciment et Materiaux de Construction. | *Damasco.* | Siria. |
| Singapore Cement Co. | *But Cape.* | Singapur (Inglaterra). |
| Nederl-Ind. Portland Cementfabrik. | *Indaroeng, Padang.* | Sumatra (Ind. Hol.). |

## ÁFRICA

El inmenso continente negro carece todavía de industria propia. La que en él existe, haciendo excepción de La Unión Sud-Africana y de Egipto aún con ciertas limitaciones, no es sino derivación de las de los países metropolitanos.

Las enormes extensiones desiertas o de selva virgen que están todavía al margen de la civilización, una población en gran parte refractaria a los usos del mundo moderno, dificultad de comunicaciones con el interior, por lo poco recortado de sus costas, etc., son otros tantos factores que influyen en su retraso industrial.

En el mapa correspondiente puede verse la poca importancia del número y capacidad de sus fábricas de cemento comparadas con la enorme extensión territorial o su número de habitantes. Unicamente la Unión Sud-Africana cuenta hoy día con una industria de consideración.

En Marruecos, Argelia, Túnez y Egipto, existen fábricas que pueden ser los brotes de una futura industria en fecha aún lejana. Por otro lado, nunca ha existido por parte de los países europeos, que en definitiva tendría que proporcionar técnicos, capital y maquinaria, un deseo muy grande de fundar nuevas industrias perdiendo a la vez grandes mercados.

En el Norte y en el Sur se observan los mayores adelantos, debido a la existencia de ciudades donde se construye conforme a los modernos métodos y a la existencia de planes de Obras Públicas ordenados y de gran importancia.

Además de las fábricas pertenecientes a países que más adelante estudiamos, con el detalle que nos permiten los datos que poseemos, tenemos noticias de la existencia de fábricas de cemento en el Congo Belga, que posee la fábrica de Katanga, en Elisabethville y de otras dos, en Abisinia y Eritrea, montadas con capital italiano.

El resumen de cifras de producción de cemento, que conocemos, es el siguiente, en toneladas métricas.

| | *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Argelia... ... ... ... ... ... | 58.000 | 90.000 | 104.400 | 116.400 | 127.200 | 132.000 |
| Congo Belga ... ... ... ... | 60.000 | 28.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Egipto ... ... ... ... ... ... | 180.000 | 376.000 | 432.000 | 588.000 | 648.000 | 768.000 |
| Marruecos Francés ... ... | 65.000 | 165.000 | 76.800 | 175.200 | 218.400 | 260.900 |
| Mozambique ... ... ... ... | 50.000 | 24.000 | s/d | s/d | s/d | s/d |
| Túnez ... ... ... ... ... ... | — | 69.000 | 60.000 | 81.600 | 116.400 | 157.200 |
| Unión Sud-Africana... ... | 450.000 | 878.000 | 1.050.000 | 1.177.800 | 1.251.600 | 1.308.000 |
| *Totales*... ... ... ... ... ... | 863.000 | 1.630.000 | 1.723.200 | 2.139.000 | 2.361.600 | 2.626.100 |





Como puede observarse, el total de producción en 1948 revela considerable aumento sobre el de 1938. En las últimas estadísticas de la O. N. U. no figuran el Congo Belga y Mozambique, tal vez por estar incluídas sus cifras de producción en las de las respectivas metrópolis.

## UNIÓN SUD-AFRICANA

La capacidad de producción de cemento de la industria Sud-Africana se cifraba en 1.300.000 Tm. El desarrollo de las ventas exigía el aumento de esta capacidad y, según nuestras noticias, se encuentran en plan de construcción nuevas fábricas, que harán doblar la capacidad indicada.

El núcleo más importante de fábricas, entre antiguas y nuevas, queda enclavado en el Estado del Transvaal. Las restantes fábricas tienen sus emplazamientos en El Cabo y en Natal.

Las cifras de producción que poseemos, a partir de 1939, son las siguientes, en toneladas métricas:

| *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* |
|---|---|---|---|---|
| 450.000 | 950.000 | 860.000 | 880.000 | 950.000 |
| *1943* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
| 915.000 | 1.050.000 | 1.117.800 | 1.251.600 | 1.308.000 |

Como puede observarse, desde 1945 se han aumentado considerablemente las producciones de antes de la guerra. La alcanzada en 1948 nos hace suponer que, parte, al menos, de las fábricas nuevas han debido entrar en producción.

De los escasos datos con que contamos se deduce que antes de la guerra mundial Sud-África importaba cantidad importante de cementos europeos. Debe ser grande, sin duda, la correspondiente a Holanda, ya que, en 1931, se tomaron medidas «anti-dumpung» con los cementos de esta procedencia. En 1929 se estimaban en 100.000 Tm. las importaciones, contra una producción nacional de 450.000 Tm.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Anglo-Alpha Cement Ltd. Fábricas: *Rocdepoort-Johannesburg (Transvaal), Henneman-Ventersburg (Orange).*
Cape Portland Cement Co. Ltd. Fábrica: *Hoek-Piquetberg (El Cabo).*
Consolidated Portland Cement Co. Ltd. Fábrica: *Port Shepstone (Natal).*
Eastern Province Cement Co. Ltd. Fábrica: *Port Elisabeth (El Cabo).*
Kimberley Portland Cement Co. Ltd. Fábrica: *Kimberley (West).*
Natal Portland Cement Co. Ltd. Fábrica: *Durban (Natal).*
National Portland Cement Co. Ltd. Fábrica: *Bellville-Capetown (El Cabo).*
Pretoria Portland Cement Co. Ltd. Fábricas: *'Slurry"-Mafeking (Transvaal); "Hércules"-Pretoria (Transvaal); "Júpiter"-Johannesburg (Transvaal), y' Klerksdorp (Transvaal).*
Whites Portland Cement Co. Ltd. Fábricas: *Whites, Ventersdorp (Transvaal), Lichtenburg-Townlands (Transvaal).*

## EGIPTO

La producción de cemento en Egipto, que hasta el año 1928 se calculaba en unas 120.000 Tm. aparece ya en los datos estadísticos de 1929 con una cifra de 180.000 Tm. Las importaciones eran del orden de las 250.000 Tm. en esos años. Éstas procedían, por orden de volumen, de Yugoeslavia (Dalmacia), Bélgica, Inglaterra, Alemania y Francia. También se importaban menores cantidades de Italia, Polonia, Dinamarca y Rusia.

Las tarifas aduaneras estimularon el desarrollo de la industria propia y los ferrocarriles la favorecían igualmente con reducidas tarifas.

El desarrollo de la producción en toneladas métricas se aprecia por las cifras que indicamos a acontinuación.

| *1929* | *1939* | *1940* | *1941* | *1942* |
|---|---|---|---|---|
| 180.000 | 376.000 | 357.000 | 420.000 | 381.000 |
| *1943* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
| 323.000 | 432.000 | 588.000 | 648.000 | 768.000 |

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Sennar Cement Factory H. R. Tutton. Fábrica: *Makwar.*
Soc. Anom. des Ciment d'Egype. Fábrica: *Tura (El Cairo).*
The Portland Cement Co. de Egypt. Fábrica: *Tura (El Cairo).*

## ARGELIA

En 1933 se constituyó la «Société Nord-Africaine de Ciments Lafarge» - Argel, que según las noticias que poseemos es la única productora de cemento portland. Sus fábricas producen también cales hidráulicas y es sucesora de la antigua «Société de Chaux et Ciments d'Algérie», que se creó en 1900.

La «Société de Chaux et Ciments Oranis», Orán, sólo posee fábricas de cales hidráulicas y cementos mixtos.

Las tres fábricas Lafarge se encuentran situadas en Rivet y Pointe-Pescade cerca de Argel y Arcola, en las proximidades de Orán. Su capacidad de producción total se estima en unas 200.000 Tm.

La industria argelina sólo podía, antes de la guerra, utilizar una parte de esta capacidad, ya que los cementos franceses llegaran francos de aduanas. Argelia es pobre en combustibles adecuados para la fabricación de cemento, por lo que había de proveerse forzosamente de los de importación. Esto hacía, además, que muchos cementos extranjeros se ofrecieran en Argel a más bajo precio que los del país.

En 1935 se formó el «cártel» argelino, que reguló precios y producción, pero las mejoras obtenidas no pudieron mantenerse a causa de la dura competencia que sobrevino.

Las cifras siguientes en toneladas métricas dan una idea del desarrollo de la industria.

| | *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Producción | 58.000 | 90.000 | 104.400 | 116.400 | 127.200 | 132.000 |





El consumo en 1938 fué de 239.000 Tm. Corresponden 90.000 Tm. a la producción local, y 149.000 Tm. a la importación. El de cales hidráulicas y otros aglomerantes era en la misma fecha de 88.000 Tm. De los años posteriores a la guerra carecemos de datos de importación y consumos.

## TÚNEZ

En este país la única empresa productora de cemento es la «Société de Ciments Artificiels Tunesiens», Túnez, que fué fundada, en 1931, como filial de una gran empresa tunecina de construcciones.

Posee una fábrica en Djebel-Djelloud y otra en Megrin, cerca de Túnez. Sus capacidades de producción se estiman en 40.000 Tm. y 100.000 Tm., respectivamente.

Al ponerse en producción las fábricas citadas se restringió la importación de cemento y se establecieron contingentes anuales.

Las cifras de producción de la industria tunecina son las siguientes, en toneladas métricas:

| *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|
| 69.000 | 60.000 | 81.500 | 116.400 | 157.200 |

Como complemento del suministro de aglomerantes existían en 1941 tres fábricas de cal hidráulica con producción anual de unas 55.000 Tm.

El máximo consumo de cemento de los años anteriores a la guerra (1933) alcanzó la cifra de 138.000 Tm.

## MARRUECOS FRANCÉS

Las dos empresas productoras de cemento en Marruecos son la Poliet & Chausson, y la de Cementos y Materiales de Construcción. La primera con una fábrica en Casablanca y la segunda con dos: Rocas Negras y Petit Jean. Según nuestras noticias, la primera fábrica quedó parada en 1937. Su capacidad era de unas 80.000 Tm. La capacidad de las otras dos se estimaba en unas 300.000 Tm. anuales; aunque parece ha habido posteriores ampliaciones y tendencia a que la fábrica de «Le Palmier» se dedicara exclusivamente a fabricación de cemento para cubrir las necesidades del país, que se estimaban en unas 312.000 Tm., y las restantes a la producción de cal o cemento, según conviniera.

*Cifras de producción de cemento, en toneladas métricas*

| *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|
| 65.000 | 165.000 | 76.800 | 175.200 | 218.400 | 160.900 |

Las importaciones de cemento en el Marruecos francés alcanzaron en el año 1931 un máximo de 205.000 Tm. Hasta 1930 Francia era la nación que enviaba mayor tonelaje. A partir de esta fecha fué superada por Bélgica, y desde 1933 Yugoeslavia ocupó el primer lugar. En 1937 Alemania envió el 29 % de la cantidad total, pero fué desplazada en 1938.

En el desarrollo del plan de Obras Públicas de 1938 hubiera dado gran impuso al consumo de cemento, pero al estallar la guerra quedaron paralizados los proyectos y trabajos.

No obstante las dificultades actuales se observa un interesante aumento de la producción.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

SOCIÉTÉ POLIET ET CHAUSSON, Casablanca. - Maric. Fábrica: *Casablanca.*

SOCIÉTÉ ANONYME DE CHAUX, CIMENTS ET MATERIAUX DE CONSTRUCTION AU MAROC, 19 Boulevard Malesherbes - París. (Grupo Lefarge.) Fábricas: *Le Palmier (Casablanca)*, *Rocas Negres (Casablanca)* y *Petit Jean.*

## COLONIAS PORTUGUESAS

*Mozambique*

Existe en esta colonia una fábrica de cemento que fué instalada en 1924 por la Mozambique Portland Cement Co., con capital inglés y maquinaria alemana, aprovechando los yacimientos calizos de Mangulema.

En el año 1926 se encargó de la fábrica el Banco Ultramarino y desde esa fecha, una vez vencidas las dificultades en que tropezó la antigua empresa, su producción se desarrolló en forma favorable. En 1936 alcanzó una capacidad de producción de 30.000 Tm. En 1938 su producción fué de 24.000 Tm.

Las estadísticas de la O. N. U. no incluyen la producción en los años posteriores a la guerra, quizá por estar incluída en la de la Metrópoli.

El consumo de la colonia se complementa con importación, especialmente portuguesa, que alcanzó las 2.120 Tm. en el 1.er semestre de 1939.

*Angola*

En esta colonia parece que la exclusividad de la fabricación de cementos pertenece a la «Empresa Industrial de Angola». Sin embargo, no se tienen noticias de haberse instalado en ella ninguna fábrica. Se atiende al consumo con cementos importados. En 1939 se importaron 5.200 Tm. de cemento de la Metrópoli durante el 1.er semestre.

# OCEANÍA

De esta parte del mundo únicamente tenemos noticias de instalaciones de producción de cemento en Australia y de Nueva Zelanda.

En el primero de los citados países todas ellas se encuentran en la parte Sur (Victoria y Sud-Australia) excepción hecha de la fábrica de Brisbane, en el Queensland, zona oriental.

La gran extensión de su territorio, mucha de ella sin explotar, y las grandes riquezas de materias primas que encierra, hacen prever importante desarrollo de la economía australiana, más en estos momentos en los que la superpoblación de otros continentes obligará a buscar asiento, y condiciones de vida más favorable, a muchos seres humanos. El porvenir de





la industria del cemento no puede por menos de ser halagüeño en estas condiciones, y es de prevenir gran desarrollo de la misma en corto espacio de tiempo. Tenemos noticias recientes de que la «Metropolitan Cement Party Ltd.» ha adquirido, a la Ford Motor americana, la maquinaria en River Rouge, Michigan, y que en breve será emplazada en las proximidades de Sidney, para atender principalmente al gran desarrollo adquirido por la construcción en dicha capital.

Como puede observarse de las cifras que más adelante insertamos, la producción ha tenido poca variación desde el año 1929, en que ya superó las 700.000 Tm. Unicamente en 1948 llegó a experimentar notable aumento, pasando del 1.000.000 de toneladas métricas.

La importación se cifraba en 1929, en unas 50.000 Tm., de fábricas norteamericanas y, en menor proporción, europeas. En los primeros años Italia efectuó importaciones de consideración, y alcanzó la cifra de 21.000 Tm. en 1912; después fué desplazada de este mercado.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Adelaide Cement Works. Fábrica: *Port Adelaide (Sud Australia)*.
Australian Portland Cement Co. Fábrica: *Geelong (Victoria)*.
Commonweath Portland Cement Co. Fábrica: *Portland (Victoria)*.
Queesland Cement and Lime Co. Fábrica: *Brisbane (Queensland)*.
South Australian Portland Cement Co. Fábrica: *Kingston (Sud Australia)*.
Victorian Cement Co. Fábrica: *Richmond-Melbourne (Victoria)*.

En Nueva Zelanda la industria del cemento comprende tres empresas con una capacidad de producción de unas 250.000 a 500.000 Tm. anuales. Los datos de producción que poseemos parecen demostrar un funcionamiento de las mismas en condiciones favorables de aprovechamiento de dicha capacidad. Es probable se hayan realizado algunas mejoras y ampliaciones, aunque los datos a que nos referimos son bastante recientes.

### RELACIÓN DE FABRICANTES DE CEMENTO

Milbur Lime & Cement Co. Ltd. Dunedin. Fábrica: *Dunedin (Otago)*.
The Golden Bay Cement Co. Ltd. Wellington. Fábrica: *Tarakohe (Golden Bay)*.
Wilsons (N. Z.) Portland Cement Co. Ltd. Auckland. Fábrica: *Whangarai (Nord Auckland)*.

*Datos de producción de cemento en Oceanía*

*(en toneladas métricas)*

| | *1929* | *1938* | *1945* | *1946* | *1947* | *1948* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Australia ... ... ... ... | 720.000 | 866.000 | 705.600 | 734.400 | 896.400 | 1.004.400 |
| Nueva Zelanda ... ... | 200.000 | 220.000 | 237.600 | 230.400 | 220.800 | 237.600 |
| *Totales* ... ... | 920.000 | 1.086.000 | 943.200 | 964.800 | 1.117.200 | 1.242.000 |

## BIBLIOGRAFÍA


ADRESSBUCH DER ZEMENT, KALK, GIPS, INDUSTRIE. Zementverlag G. m. m. H. Knesebeckstr. 74 Charlottenburg. — Alemania.

«ZEMENT-KALK-GIPS». Bauverlag G. m. b. H. Bingertstrasse. 14 Wiesbaden. — Alemania.

LA INDUSTRIA DEL CEMENTO EN ESPAÑA, por Patricio Palomar, Ingeniero Industrial. Barcelona, 1940. — España.

SITUACIÓN DE LA INDUSTRIA Y COMERCIO DEL CEMENTO PORTLAND EN ESPAÑA. Memoria presentada en las II Jornadas de Ingeniería Industrial, por Patricio Palomar Collado, Ingeniero Industrial, Catedrático de «Estudio de la Producción Nacional de la Escuela Especial de Ingenieros Industriales de Barcelona». Año 1949. — España.

CEMENTO - HORMIGÓN. Revista técnica. Gerona, 69, Barcelona (9). — España.

Memorias Anuales de la Delegación del Gobierno en la Industria del Cemento. — España.

U. S. DEPARTMENT OF THE INTERIOR - BUREAU OF MINES. Information Circular - Cement in Latin América, June 1946. — Estados Unidos.

THE AMERICAN CEMENT DIRECTORY 1947. Bradley Pulverizer Co. Allentown, Pa. — Estados Unidos.

PIT AND QUARRY. 538 South Clark Street. Chicago 5 — Illinois. — Estados Unidos.

ROCK PRODUCTS. 309 W. Jackson Blvd. Chicago 6 — Illinois. — Estados Unidos.

TECHNIQUES ET ARCHITECTURE. 78, Rue de Prony — París (17°). — Francia.

REVUE DES MATERIAUX DE CONSTRUCTION ET






de Travaux Publics. (Edition C). 75 Rue Lafayette — París (9º). Francia.

The Concrete Year Book 1949. Pub. by Concrete Publications Ltd. 14 Darmouth Street, Westminster S. W. 1. Inglaterra.

Die Zement - Kalik - und Gips - Industrie in der Schweiz. Schweiz, Verlags - Druckerei G. BOHM - BASEL. Suiza.

Dokumentationen über die Schweizerische Cementindustrie. Herausgeben von der E. G. Portland, Dezember 1948. Suiza.

Production et Commerce du Ciment en Suisse. Departamento federal de Economía, Berna, 1929. Suiza.

Anuario Estadístico de la Sociedad de Naciones 1942-1944. Geneve, 1945.

Boletín de Estadística de las Naciones Unidas, 1948.

---

*Terminada la lectura y hechas algunas aclaraciones por su autor, a ruego de los Congresistas, se procede a la lectura del siguiente, núm. 131:*

GRUPO V

SECCIÓN 2.ª

# N.º 131. - Aportación de los materiales plásticos a la industria aeronáutica


Autor: D. TEODORO DIAZ ATAURI

Ingeniero Aeronáutico


## PRÓLOGO

La importancia industrial que hasta la actualidad han adquirido los materiales plásticos los hace acreedores a ser tenidos en cuenta por el ingeniero de cualquier especialidad. Representa su aparición notable contribución de la Industria Química a la Ingeniería; han aparecido por ellos nuevas técnicas de fabricación, e incluso para ellos se han diseñado máquinas especiales que concurren al mercado, en su representación, de igual modo que las máquinas herramientas en representación de los metales.

No puede negarse que, en buena parte, se debe a la guerra el gran incremento que su rápido desarrollo ha experimentado; se han encontrado en ellos soluciones de urgencia, utilizándolos en diversas ocasiones como materiales substitutivos de otros (principalmente de los metales), que las economías de las naciones beligerantes —empeñadas en una guerra cuya duración se desconocía—, aconsejaban restringir. Pero es lo cierto que, pasadas ya aquellas circunstancias, muchas de las soluciones provisionales a las que acabamos de aludir se han convertido en definitivas, y ha resultado que varios de estos nuevos materiales han desplazado a los antiguos y logrado la calificación de imprescindibles en determinados casos que no es de este lugar analizar.

Sin embargo, hay que aceptar también muchos fracasos acaecidos con su empleo, pero que no les son imputables como materiales de utilización industrial, sino al uso inadecuado que de ellos se ha hecho, por desconocimiento de sus propiedades, de su comportamiento, por falta muchas veces de estudio del nuevo material que se ha de emplear, cuyo comportamiento en servicio como pieza elaborada está influída por una serie de variables que es preciso prevenir y que no revelan las frías cantidades obtenidas al valorar los resultados logrados en los ensayos mecánicos de tracción, compresión, choque, etc., etc., de análoga manera a como se hace con los metales.

Por sus características físicas y químicas de peso específico, resistencia a la humedad, a la corrosión, a los agentes químicos, etc., por sus propiedades eléctricas y térmicas, y por sus propiedades mecánicas se les ha encontrado ya las más variadas aplicaciones en





todos los campos de la técnica: en la industria eléctrica, en la de radio, en óptica, en fotografía, en decoración, en la industria química, etc., etc. Pero también como material resistente tienen utilización los plásticos laminados en las industrias aeronáuticas, naval, del automóvil, etc.; se adivinan amplias posibilidades, para cuyo aprovechamiento quizás en ocasiones tenga el ingeniero la casi obligación de cambiar sus planes de fabricación e introducir sistemas nuevos para los nuevos materiales, originando con ello inesperada revolución en su ya clásica técnica de construcción.

En lo que respecta a la industria aeronáutica, varias son las razones que permiten aconsejar el estudio de los productos plásticos para su empleo como material resistente en estructura de primer orden, y entre ellas, las siguientes:

1.° La necesidad de aumentar la rigidez local en todas las secciones delgadas de planos y fuselaje sin aumentar el peso, a fin de reducir los peligros de roturas debidas a trepidación, vibraciones y sacudidas. Los plásticos son materiales de baja densidad que pueden ser útiles para la construcción monocasco y, además, su capacidad de amortiguamiento parece ser más satisfactoria que la de los metales.

2.° La necesidad de reducir el peso total de los aviones militares a fin de lograr características mejores, tales como velocidad de subida, maniobrabilidad, así como aumento de la carga útil para un peso bruto dado. En todos los tipos de estos materiales nuevos las correspondientes razones del peso a la resistencia indican la posibilidad de substituir con ventaja a los materiales que se utilizaron hasta la actualidad.

3.° Los moldeados plásticos presentan limpieza superficial estimadísima en las superficies aerodinámicas que podrán obtenerse con alto pulido, que reducirá al mínimo la resistencia friccional, lo que se traduce finalmente en aumento de velocidad.

4.° La necesidad de reducir lo más posible el número de horas-hombre necesario para la construcción de conjuntos. La elaboración por moldeo de los materiales plásticos ofrece la posibilidad de obtener de una vez piezas que en la actualidad se construyen por montaje de los subconjuntos que las componen.

Pero el empleo de estos materiales para la construcción de aviones requiere hacer un estudio de ellos, considerándolos, desde el principio, como materiales de uso en ingeniería, de modo análogo a lo que se ha hecho en otros materiales ligeros, como la madera, el aluminio y sus aleaciones. Hay que tener presente que la introducción de estos materiales no ha de hacerse tratando de acoplarlos según la concepción estructural que en la actualidad se tiene para los materiales hoy en uso, sino que será preciso proyectar, especialmente, para construir con materiales plásticos, si después de hechos los estudios a ellos correspondientes se deduce que con nuevos diseños, privativos de estos materiales, se pueden lograr estructuras nuevas más eficientes que las actuales. Es este punto, que está en la actualidad sin dilucidar, y que no ha pasado de la fase experimental, puede decirse de los aviones proyectados con estructuras de material plástico; pero es problema que interesa y apasiona a las técnicas aeronáuticas de las naciones en las que el desarrollo industrial de los plásticos les permite experimentar con estos nuevos materiales que prometen futuro tan interesante.

## CLASIFICACIÓN DE LOS MATERIALES PLÁSTICOS

Para el examen de los materiales plásticos de posible empleo en la industria aeronáutica conviene clasificarlos en los tres grupos siguientes, según el uso que de ellos pretenda hacerse:

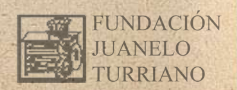
1.° Para la fabricación de piezas o elementos no resistentes, con fines decorativos o de utilización, pero que no forman parte de la estructura del avión.

2.° Para la construcción de piezas o conjuntos resistentes que, formando o no parte de la estructura, pueden, sin embargo, considerarse, por sus condiciones de trabajo, como de segundo orden.

3.° Para la construcción de la estructura propiamente dicha, o piezas de primer orden, que han de resistir los importantes esfuerzos a que se somete la aeronave en todas las condiciones y circunstancias de su utilización.

Los materiales que precisa emplear abarcan ciertamente amplia gama de los dos grandes grupos —termoplásticos y termoestables— elaborados por los distintos procedimientos de fusión o colada, moldeados (por compresión, inyección, etc.) y laminados, así





como también se han de utilizar en forma de resinas líquidas y en polvo para adhesivos, y, por último —como clase aparte—, los productos base para pinturas y barnices.

El empleo de los materiales clasificados en el primer grupo es análogo al que se hace en la industria del automóvil y similares, y comprende piezas tales como volantes de mando, botones de regulación, tiradores, mangos, placas de indicación y designación, interruptores eléctricos, cajas de contacto de materiales de gran resistencia dieléctrica, cajas de instrumentos de a bordo, piezas de magneto y hasta algunas piezas en bujes de hélices, etc.

Las ventajas obtenidas con el empleo de estos materiales son, principalmente, la disminución de peso, la economía por reducción del coste de fabricación (ventaja ésta que se ha podido apreciar notablemente con el desarrollo y perfeccionamientos logrados en la técnica del moldeo por inyección) y, por último, otra muy apreciable es la intercambiabilidad de las piezas.

El segundo grupo tiene mayor importancia para el ingeniero y proyectista, pues comprende los materiales de piezas resistentes sometidas a esfuerzos diversos, de cuyo empleo se deriva notable economía de peso, aparte de otras ventajas muy apreciables, según los casos. Algunos ejemplos pueden servir para hacer patente la conveniencia de utilizar ciertos materiales plásticos.

En las cámaras de las tripulaciones de aviones comerciales y militares se hace importante aplicación de los materiales termoestables transparentes en ventanas, parabrisas, cúpulas, etc. Si se compara el peso específico del cristal (2,6) con el de la resina de metacrilato de metilo (1,18), fácil es valorar la aportación que hacen estas resinas al considerar que se mide en peso la eficiencia de un avión. La fácil elaboración de las planchas de este material representa la gran ventaja de que pueden lograrse exactamente las superficies aerodinámicas proyectadas.

Otro de los casos muy indicados de empleo de los materiales plásticos es el de las carenas. Quizás sea, en este caso, en el que resultan más acertadas las técnicas de moldeo a baja presión para la elaboración de piezas resistentes. La industria aeronáutica, no hay que olvidarlo, produce series pequeñas, y el herramental resulta factor importantísimo del costo de la producción, pudiendo resultar, por lo tanto, un excesivamente elevado precio unitario que se rebajará si se consigue abaratar aquél; pues bien, el moldeo a baja presión se efectúa con moldes de materiales como la madera, el yeso, etc., que permiten producción económica. Por ello, aparecen continuamente nuevas aplicaciones de este proceso de moldeo y, con ello, nuevas introducciones de materiales plásticos que toman ya carta de propiedad en esta industria. Así, por ejemplo, en los Estados Unidos de América se emplean con buen éxito materiales moldeados a baja presión con base de papel en partes resistentes, como portezuelas de acceso al fuselaje, incluso en aviones sometidos a grandes esfuerzos, como los de escuela y adiestramiento.

Sin embargo, también se emplea el moldeo a alta presión para piezas clasificadas en el segundo grupo; por ejemplo, en carenas de tren, escotillas para la tripulación y puertas de escape en aviones bombarderos pesados. En estos casos se emplean laminados fenólicos, pero se comprende que esta fabricación sólo puede resultar indicada cuando se trata de piezas de grandes series.

Podemos afirmar, sin temor a equivocarnos, que el proyecto de estas piezas está supeditado, gran número de veces, a la importancia cuantitativa de la producción y a consideraciones de tipo económico, cuyo coeficiente de importancia es superior al de resistencia. Constituye un inconveniente en la construcción de aviones (sobre todo en nuestra nación) el limitado número de unidades que componen cada serie. Por ello, muchas piezas o conjuntos tienen que ser hechos poco menos que a mano y ajustados en la fase final de montaje para ahorrar el excesivo costo de herramental, o matrices, que sobrecargarían enormemente el precio unitario de estas piezas. Pero no sólo es esta razón de tipo económico la que aconseja no emplear herramental de precio elevado para la fabricación de piezas de segundo orden en el aspecto de resistencia, sino también las de tipo técnico, que obligan a modificar sus planos de construcción en una segunda serie, lo que exige desechar o modificar su herramental para preparar uno nuevo de acuerdo con los nuevos planos. Es decir, para la construcción de estas piezas hay que proyectar herramental de empleo relativamente efímero, pues con ellos se fabricarán las piezas correspon-





dientes a la serie y al repuesto fijado en un tanto por ciento del número de aquéllas. Se comprende la importancia que tiene para nosotros encontrar un material para cuyo trabajo se puedan proyectar y construir matrices o moldes cuyo costo total sea tan reducido que nos libere de la fabricación a mano, que haga las piezas intercambiables y, por último, que en la fabricación de una nueva serie de aviones modificados del mismo tipo, podamos renunciar al herramental ya existente sin ninguna aprensión económica, al poder construir fácilmente y a bajo precio el necesario para las modernas piezas ya modificadas. Pues bien, en interés de esta más rápida y económica producción se concentra la atención en los materiales plásticos elaborados a base de resinas sintéticas que «curan» a baja presión porque pueden conformarse en moldes relativamente baratos, y permiten este tipo de moldes poner a punto herramental económico que recoja las modificaciones introducidas por el proyectista manteniendo, al mismo tiempo, el costo mínimo de fabricación.

Aunque sea material de todos conocido, creemos de interés traer aquí el caso del «Pytram», tan genuinamente aeronáutico y al que tanta utilidad han encontrado los ingleses.

Su origen se debe a que la escasez de los principales metales, y de sus aleaciones, hizo que se restringiera su empleo en Inglaterra, ya desde los primeros días de la guerra pasada, y, como consecuencia de ello, los ingenieros ingleses pusieron sus miras en los materiales plásticos que hasta entonces no habían sido seriamente considerados. Uno de éstos impresionó enormemente a los técnicos por sus grandes posibilidades —el material laminado con fibra celulósica, al que se le denominó «Pytram» en la industria aeronáutica— y se adoptó casi inmediatamente después de estallar la pasada guerra mundial para la fabricación de piezas no muy resistentes en la construcciones aeronáuticas.

Desde el principio se le consideró material idóneo para la construcción de piezas de formas complicadas, tales como carenas de tren, «capots» y carenados de motor, etc., etc., que forman superficies de líneas aerodinámicas y de configuración complicada, y que ahorran en su construcción el costoso y difícil batido de la plancha metálica, acortan el tiempo de fabricación, ahorran peso y que no requieren, para el trabajo, herramental costoso ni complicado, pues la puesta a punto de las herramientas puede quedar hecha, en la mayoría de los casos, al cabo de unos pocos días de proyectadas.

Este material de fibra celulósica, con su peculiar resiliencia, es mucho más tenaz que otros tipos de materiales y también presenta más elevado límite de fatiga, cualidades tan interesantes para la fabricación de este tipo sometidas a trepidación. La resistencia a la humedad es más que suficiente para la mayoría de sus aplicaciones aeronáuticas y, por supuesto, no puede haber fenómenos de corrosión. El peso es aproximadamente la cuarta parte del que tendrían las piezas análogas (y con igual espesor) fabricadas con duraluminio, lo que nos permite fabricar en espesores mayores con la consiguiente ventaja de reducir el riesgo de rotura por sacudidas.

El proceso de su elaboración es muy sencillo: Es preciso, en primer lugar, construir el modelo de la pieza con madera adecuada, y con este modelo se hace un molde de yeso o de otro material con la dureza suficiente para fundir o colar en él tantos modelos o conformadores como se precisen para la producción de que se trate. En estos conformadores se va depositando el material por capas, las cuales se amoldan perfectamente al conformador debido a la plasticidad y maleabilidad que posee la fibra celulósica en estado de humedad, y se obtiene así, con toda precisión, los contornos del modelo, aunque la pieza sea muy complicada. Según el espesor de la pieza —que nunca suele exceder a 3 mm.— se depositarán más o menos capas, en todas las cuales se emplean adhesivos especiales. A continuación se transportan los conformadores a los cuartos de secado, en los que hay la temperatura adecuada para impedir el abarquillamiento de las piezas, y éstas, una vez secas y sin extraerlas del conformador, se pulen, hecho lo cual se recubren con tela tras rebordear bien los cantos para impedir la penetración de la humedad y se reviste con barniz celulósico resistente a los agentes atmosféricos.

Generalmente estas piezas salen de los moldes (y después del recubrimiento final) listas para el montaje en el avión, pero se pueden, si así se precisa, recortar, taladrar y remachar, si se fabrican por partes, para hacer el conjunto deseado.





Primeramente se pensó en la utilidad del «Pytram», como material substitutivo de los metales —«que tanto convenía economizar»—, para la fabricación de las piezas que no estuvieran sometidas a ninguna o a pequeñas solicitaciones, pero ya está sancionada por la práctica, la que tiene en piezas que han de resistir las fuertes presiones de aire, tales como «capots», puntas de ala, carenas de tren, etc., etc., en todas las cuales aventaja el «Pytram» a los materiales hasta ahora empleados, en precio, en ahorro de peso, en facilidad de fabricación, etc.

Pero este material ha encontrado aún más aplicaciones en la construcción aeronáutica precisamente por el ahorro de peso que su empleo supone y por su fácil elaboración. Así, en Inglaterra son ya varias las casas que emplean con buen éxito depósitos de aceite elaborados por el proceso «Pytram»; sin embargo, para evitar las filtraciones, es preciso revestirlos interiormente con un baño impermeabilizante. Otra de las aplicaciones de hoy, debido a sus buenas propiedades térmicas, es la que tiene en tuberías y conducciones en las instalaciones de calefacción de cámaras, y se ha comprobado que apenas hay pérdidas de calor a temperaturas hasta de 130° C., y si se le somete a un tratamiento especial (sacrificando en parte la ligereza de este material), puede lograrse que no haya pérdidas térmicas, incluso a temperaturas hasta de 200° C. Por último, citaremos también el empleo creciente de este material en la construcción de modelos para ensayos en túneles y similares. Algunas características físico-mecánicas de este material se resumen en el cuadro siguiente:

CARACTERÍSTICAS DEL «PYTRAM»

| | |
|---|---|
| Peso específico ... ... ... ... ... ... ... | 0,73 - 1,04 |
| Densidad ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 768 - 1.040 Kg./m³. |
| Tracción ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 210 - 562 Kg./cm². |
| Módulo de elasticidad ... ... ... ... ... | 150 - 700 Kg./mm². |
| Ductilidad ... ... ... ... ... ... ... ... | 570 - 750 Kg./cm². |
| Resistencia al cizallamiento ... ... ... | 140 - 211 Kg./cm.² |
| Campo de variación de temperaturas | 70° C. a + 130° C. |
| Absorción de agua después de ocho días de inmersión total ... ... ... ... ... | 1,92 % |
| Humedad ... ... ... ... ... ... ... ... | No le afecta. |
| Vibración ... ... ... ... ... ... ... ... | No le afecta. |

Podríamos poner de manifiesto, como hemos hecho con el material anterior, las propiedades y aplicaciones de otros muchos productos empleados por las industrias aeronáuticas extranjeras y conocidos por diferentes nombres comerciales, pero para sintetizar vamos a exponer en forma de cuadro las aplicaciones de los productos plásticos de empleo aeronáutico.

Son, indudablemente, los materiales clasificados en el tercer grupo los que ofrecen mayor interés al ingeniero aeronáutico y al constructor de aviones, pues de su empleo parece que se derivarán —como decíamos en el prólogo— las mayores ventajas.

Por supuesto, se reconoció desde el principio la escasez de resistencia, tenacidad y resiliencia de las resinas sintéticas puras para poder emplearlas sin refuerzos en las piezas estructurales. Según datos recogidos en «Journal of the Royal Aeronautical Society», número 41, de julio de 1937, los resultados que primeramente obtuvo De Bruyne, según se manifiesta en el artículo «Plastics Materials for Aircraft Construction», fueron: lograr resistencia a la tracción de 7,000 Kg./cm² para el material obtenido aglomerando con resina fenólica fibras largas de algodón, de seda, lino y cáñamo. El peso específico no pasa del valor de 1,55. También comprobó que podía aumentarse el módulo de elasticidad por aplicación de una carga inicial durante la operación de moldeo. De los valores acabados de decir se desprende que, en lo que respecta a las razones de la resistencia y del módulo de elasticidad al peso específico, puede aventajar a algunos metales y a la madera, pero la resistencia a la compresión de la resina pura aumenta tan poco con la fibra que el empleo de este material resulta forzosamente limitadísimo. En el «Technical Memorandum», núm. 841, N. A. C. A. de noviembre del mismo año en «Plastics in Aircraft Construction», Reichers llega a exponer resultados análogos con otras fibras vegetales.

Desde luego, los materiales laminados con refuerzo de tejido han encontrado en la constrrucción aeonáutica gran variedad de aplicaciones, pero hay que reconocer que poseen un módulo de elasticidad muy bajo comparado con otros materiales y, claro está, ello supone el principal obstáculo para un empleo de tipo estructural. Sin embargo, como ya hemos dicho, en la actualidad se experimenta con ellos y se trabaja para conseguir los resultados apetecidos.

Antes de dar por terminadas estas breves consideraciones y referencias a los trabajos preliminares con las resinas sintéticas, con el fin que tratamos, parece





| | Fenólicos moldeados | Fenólicos laminados | Urea, moldeados | Urea, laminados | Plásticos de celulosa | Metacrilato de metilo | Plásticos de madera laminada | Poliestirenos | Polivinilos |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Aisladores para cables | O | O | | | O | | | O | O |
| Alas | | | | | | | O | | |
| Armaduras de ventanas | O | O | O | O | | | | | |
| Botones regulación, etc | O | | O | | O | O | | | |
| Cajas de instrumentos | O | O | O | O | | O | | | |
| Cierres de cámaras | | | | | O | O | | | |
| Cojinetes | O | O | | | | | | | |
| Compensadores | O | O | O | O | | | O | | |
| Compuertas de lanzabombas | | | | | | | O | | |
| Cúpulas | | | | | O | O | | | |
| Engranajes | O | O | | | | | | | |
| Escotillas | | | | | | O | O | | |
| Fuselaje | | | | | | | O | | |
| Guías | O | O | | | | | | | |
| Luces y accesorios | O | | O | | O | O | | O | |
| Mangos, manillas, etc. | O | | O | | O | O | | | |
| Mástiles de antena | O | | | | O | O | | O | |
| Palas de hélice | | O | | O | | | O | | |
| Paneles interiores | O | O | O | O | | | O | | |
| Parabrisas | | | | | O | O | | | |
| Piezas de encendido | O | O | | | O | | | O | O |
| Piezas de distribución, bobinas | O | | | | | | | | |
| Piezas en madera laminada | | O | | O | | | | | |
| Placas | O | | O | | O | O | | | |
| Poleas | O | O | | | | | | | O |
| Puertas | | | | | | | O | | |
| Radio | O | | | | | | | O | O |
| Tableros de instrumentos | O | O | O | O | | O | | O | |
| Torretas de ametralladora | | | | | O | O | | | |
| Ventanas | | | | | O | O | | | O |





oportuno apuntar que esta disparidad entre los valores de la resistencia a la tracción y a la compresión que se da en las resinas, tiene también lugar en las maderas, sólo que a la inversa, pues sabido es que en el «Spruce» (de tanta utilización aeronáutica), por ejemplo, es mucho mayor la resistencia a la tracción que a la compresión, y en las resinas fenólicas es mucho mayor a la compresión que a la tracción. Se deduce de ello que de la combinación de estos materiales pueden obtenerse muy buenos resultados, sobre todo, si se tienen en cuenta las magníficas propiedades adhesivas de este material fenólico. Pero de ello trataremos en otro lugar.

## CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y MECÁNICAS

En los primeros pasos de la utilización industrial de los materiales plásticos se cometió el error de emplearlo con criterios análogos a los seguidos para los metales, y hasta —por falta de normalización— se emplearon inadecuadamente los diversos tipos y órdenes de plásticos, dando lugar con ello a sorprendentes fracasos que provocaron la perplejidad del ingeniero que esperaba de sus proyectos resultados prácticos muy distintos de los obtenidos. Sin embargo, son materiales que atraen poderosamente la atención del ingeniero y le reportan gran utilidad, pero es preciso proyectar con la idea de que se trata de materiales nuevos, en un todo distintos de los antiguos, y que hay que emplearlos para los fines que, por sus cualidades, resulten indicados.

En el cuadro del apartado anterior pueden verse las muchas aplicaciones que en la industria aeronáutica tienen los plásticos de los nueve grupos consignados. Para el empleo de estos materiales en dichas aplicaciones será preciso situarnos en cada caso particular, y, partiendo de las condiciones técnicas en que ha de trabajar la pieza que se trate de proyectar, hacer la elección del material más adecuado. Es en esta elección donde está una de las principales dificultades, pues son muy variables las características mecánicas de los materiales clasificados dentro del mismo grupo, lo cual nos obliga a afinar más, refiriéndonos a un determinado producto fabril y aún, dentro de éste, pueden hacerse variar sus propiedades según las condiciones técnicas de fabricación en las que con dicho producto se elaboran.

Por ejemplo, si nos paramos a considerar la resistencia a la tracción de determinado material plástico, nos encontramos con que está sometida a muy notables variaciones, pues depende de la fabricación que se ha seguido para la obtención del material, del grado de polimerización, de la cantidad y clase de cargas y plastificantes de la temperatura y de la humedad. De modo general podemos decir que, ya durante la formación de la estructura molecular de la resina, comienza a definirse la resistencia a la tracción del producto plástico moldeado, y que, durante el moldeo, por ejemplo, de un fenólico o de una urea, puede modificarse su valor según la técnica seguida. Un curado deficiente reduce la resistencia a la tracción. Una plastificación no uniforme puede originar líneas de rotura. En el caso de moldear un material termoplástico puede ocurrir que por desacertado proyecto del molde se obligue a la corriente plástica a ser separada y unida de nuevo, lo que motiva una línea de soldadura por la que puede romperse la pieza por ser la resistencia en esta zona mucho menor que en el resto. La carga que contiene el material que se ha de moldear tiene gran influencia en la característica mecánica de que tratamos, y en otras, como en la resistencia al choque, a la flexión, etc. También suelen adicionarse a estos productos plastificantes adecuados a fin de que fluyan mejor dentro del molde, y, generalmente, su efecto beneficioso para el moldeo suele ser perjudicial para algunas características mecánicas. Por último, también la temperatura ejerce notable influencia, principalmente en los termoplásticos, sobre las características mecánicas del producto moldeado. Por ejemplo, después de realizados ensayos con un determinado tipo de poliestireno, hemos podido deducir que si tiene resistencia a la tracción de 350 Kg./cm$^2$ a 80° C., pasa a tener 560 Kg/cm$^2$ a — 20° C. Son varios los plásticos que pierden resistencia al elevar la temperatura, y, por ello, debido a esta sensibilidad al calor, es preciso que el ingeniero ponga especial cuidado en considerar las temperaturas a que han de trabajar las piezas que proyecte y, también, las condiciones de humedad ambiente, pues ésta, como ya hemos dicho, afecta a la resistencia y, por regla gene-





ral, en el sentido de disminuirla cuando el material es susceptible de absorberla.

Si consideramos asimismo la resistencia a la compresión, nos encontramos con valores enormemente dispares según el material y, sobre todo, según el método de fabricación. Los termoplásticos que presentan amplia gama de valores, son generalmente inferiores en este aspecto a los termoestables. Los laminados fenólicos y, entre éstos, especialmente los reforzados con tejido, tienen alta resistencia, que los hace aptos para su empleo en la fabricación de levas, engranajes y cojinetes y en otras muchas aplicaciones en maquinaria. En piezas moldeadas los materiales fenólicos y de furfurol cargados con serrín de madera son en los que esta característica tiene valor más elevado, pero, si las piezas con ellos fabricadas han de estar sometidas a fuertes oscilaciones, se confían las cargas, como es sabido, a las inserciones metálicas logradas durante el ciclo de moldeo. Vemos de este modo que los materiales plásticos se prestan a perfecta asociación con los metales, en la cual éstos aportan su mayor resistencia a la compresión, y aquéllos, otras características que no poseen los metales. Resulta del conjunto una pieza de dos materiales totalmente diferentes, pero que, asociados, logran una unidad con las características prefijadas. La temperatura afecta, por supuesto, a la compresión tanto como a otras propiedades físicas y mecánicas.

Respecto a la resistencia al choque, también es muy variable el comportamiento de los plásticos según las cargas y plastificantes que de ellos forman parte, así como las condiciones de trabajo —principalmente, la temperatura— juegan un importantísimo papel en el comportamiento del material. Así, en los materiales fenólicos, las cargas de fibra aumentan extraordinariamente la resistencia al choque y puede llegarse con fibra larga a obtener valores hasta diez veces mayores que los obtenidos por el mismo material cargado con serrín de madera, tres veces superiores a los obtenidos con carga de algodón y doble que con los que se obtienen con carga de tejido picado. Hay materiales fabricados a base de etil-celulosa, de acetato y de aceto-burilato de celulosa que presentan alta resistencia al choque. De los termoplásticos podemos afirmar que, en general, el plastificante adiccionado mejora las características de esta resistencia. La influencia de la temperatura puede ser muy grande, por lo que, si esta cualidad es factor de primer orden en el proyecto de una pieza, es preciso que se tenga en cuenta especialmente esta circunstancia ya que, a elevadas temperaturas, puede llegarse a la volatilización del plastificante con la consiguiente pérdida de resistencia. Por otro lado, algunos termoplásticos se vuelven quebradizos a bajas temperaturas. Al estar esta característica mecánica tan notablemente influída por tantos factores, es práctica aconsejable proyectar con un relativamente elevado coeficiente de seguridad cuando se toman para el cálculo los valores de resistencia al choque que para estos materiales se encuentran en las tablas de los manuales.

En cuanto al comportamiento respecto a las restantes características mecánicas (torsión, flexión, dureza, etc.), podríamos considerar cada una separadamente y llegaríamos a afirmarnos más en la idea ya expuesta —por lo que renunciamos a hacerlo— de la gran cantidad de variables que por su influencia es preciso tener en cuenta al proyectar con estos materiales. De todas ellas, por su importancia —sobre todo para la utilización de tipo aeronáutico—, destacamos la temperatura, de la cual pasamos a tratar a continuación.

Los aviones en servicio están sometidos a cambios de temperatura que es preciso tener en cuenta para prever el comportamiento de los materiales plásticos con los cuales se proyecte. Los norteamericanos han fijado para sus aviones militares un campo de variación que abarca desde los + 160° F. a los — 70° F., dentro de los cuales estudian las propiedades de los citados materiales. El límite superior + 160° F. lo han fijado para el caso de los aviones que operan en el desierto o bajo condiciones tropicales, expuestos a la intensa radiación solar durante prolongados períodos de tiempo, y el límite inferior es el que corresponde a las temperaturas reinantes a 15.000 metros de altura, aproximadamente.

Los efectos del calor son diferentes según la forma de su acción:

*a*) Material sometido a una temperatura extrema durante corto período de tiempo.

*b*) Material sometido a una temperatura extrema durante período de tiempo prolongado.

*c*) Efectos permanentes producidos por ciclos de





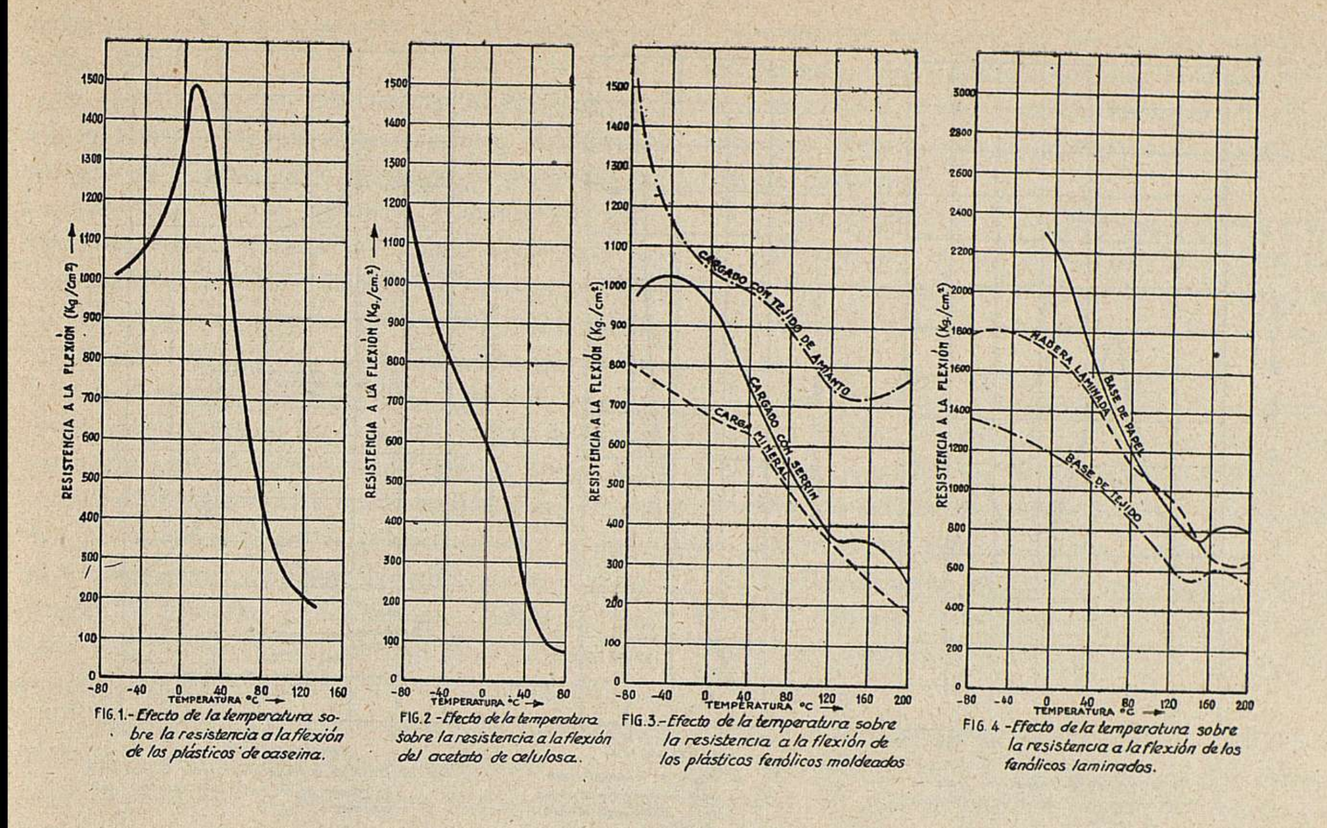



FIG. 1.- *Efecto de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los plásticos de caseína.*

FIG. 2 - *Efecto de la temperatura sobre la resistencia a la flexión del acetato de celulosa.*

FIG. 3.- *Efecto de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los plásticos fenólicos moldeados*

FIG. 4 - *Efecto de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los fenólicos laminados.*

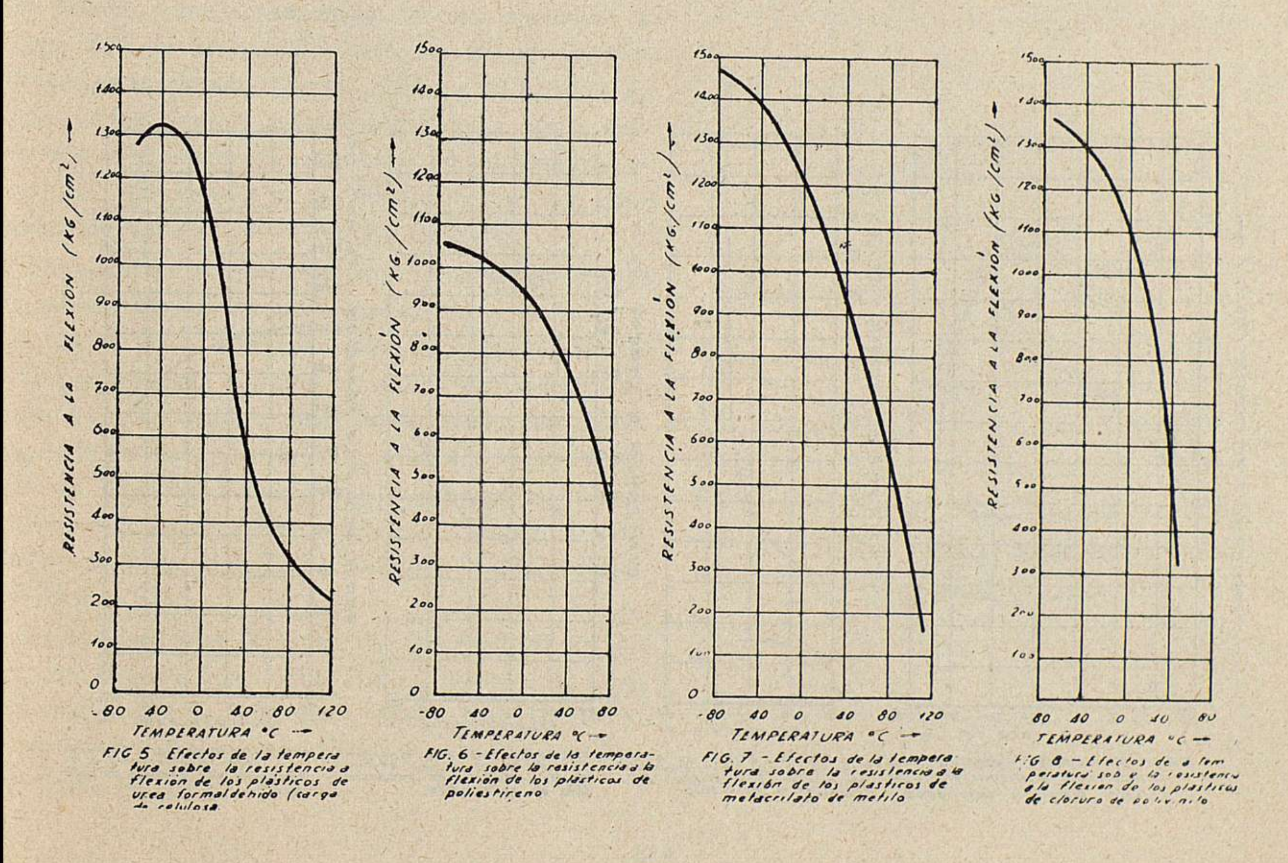



FIG 5 *Efectos de la temperatura sobre la resistencia a flexión de los plásticos de urea formaldehido (carga de celulosa.*

FIG. 6 - *Efectos de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los plásticos de poliestireno*

FIG. 7 - *Efectos de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los plásticos de metacrilato de metilo*

FIG 8 - *Efectos de la temperatura sobre la resistencia a la flexión de los plásticos de cloruro de polivinilo*





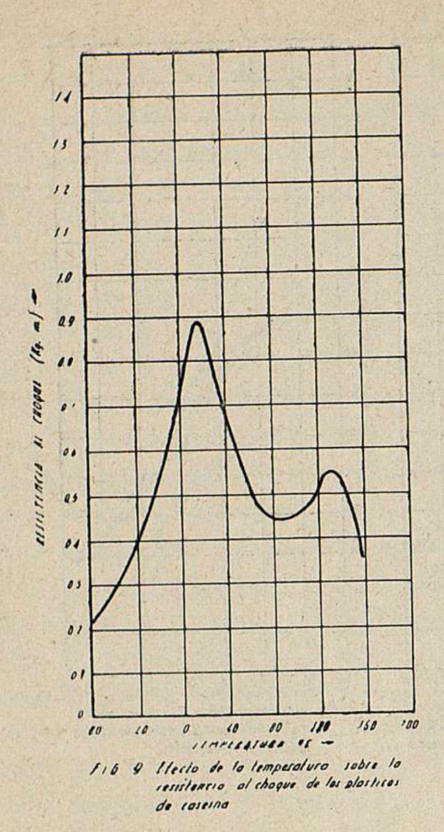


FIG 9 Efecto de la temperatura sobre la resistencia al choque de los plasticos de caseina

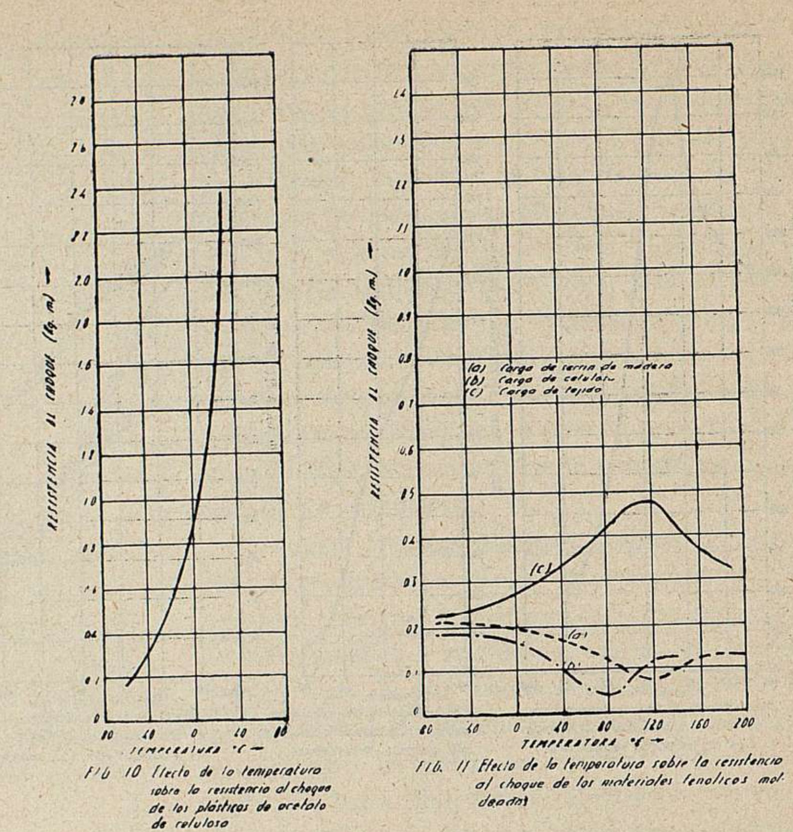


FIG 10 Efecto de la temperatura sobre la resistencia al choque de los plásticos de acetato de celulosa

FIG. 11 Efecto de la temperatura sobre la resistencia al choque de los materiales fenolicos moldeados

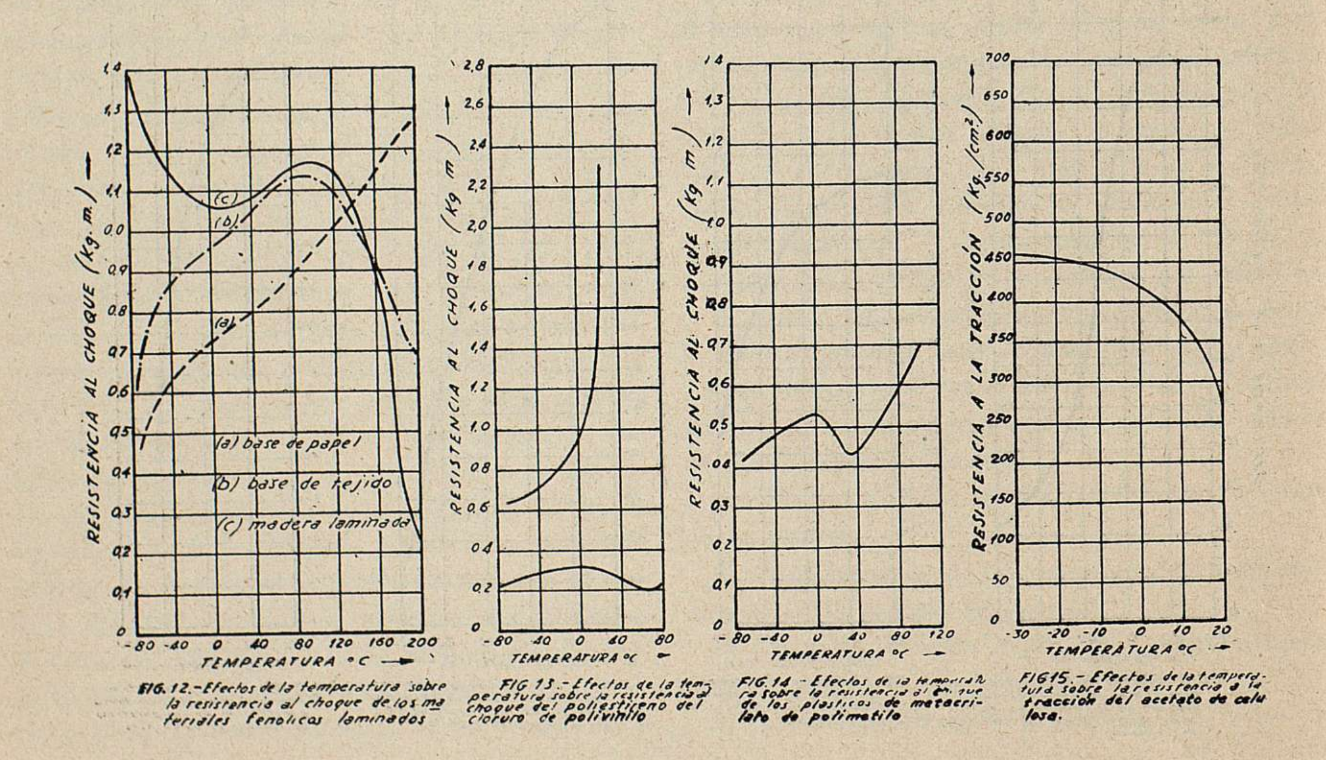



FIG. 12.- Efectos de la temperatura sobre la resistencia al choque de los materiales fenolicos laminados

FIG 13.- Efectos de la temperatura sobre la resistencia al choque del poliestireno del cloruro de polivinilo

FIG. 14 - Efectos de la temperatura sobre la resistencia al choque de los plasticos de metacrilato de polimetilo

FIG 15.- Efectos de la temperatura sobre la resistencia a la tracción del acetato de celulosa.

temperatura diferentes, es decir, efectos causados por fatiga térmica.

En aviación el caso más normal es el primero y, por lo tanto, es el que debe preocupar al ingeniero aeronáutico y el que debe estudiarse al proyectar con los materiales de que tratamos. Solamente en casos especiales, como en piezas del motor, suelen darse las circunstancias de estar sometido el material a elevadas temperaturas durante prolongados períodos de tiempo. Sin embargo, sí es más frecuente que el material padezca temperaturas bajas, y en todo caso los efectos permanentes, si los hay, son siempre de importancia. En general, puede decirse que las propiedades mecánicas de resistencia a la compresión, tracción, flexión y cizallamiento de los plásticos tienden a mejorar a medida que desciende la temperatura, e, inversamente, al elevarla, y normalmente sucede lo contrario con la resistencia al choque. Algo de esto puede apreciarse en los gráficos que se adjuntan (figs. 1 al 15, inclusive), y que son resultado de investigaciones hechas por primera vez en Alemania.

En relación con la temperatura conviene también destacar su diferencia con los metales en el fenómeno de «arrastre», pues, así como éste tiene lugar en los metales como consecuencia de estar sometidos a carga durante prolongados períodos de tiempo y a temperaturas elevadas, en los plásticos se presenta la deformación continua estando sometidos a cargas moderadas y en condiciones normales de temperatura, lo cual no suele suceder en las condiciones en que normalmente trabajan los materiales metálicos.

Los plásticos termoestables son de naturaleza amorfa antes y después de la polimerización, y no presentan, por lo tanto, estructura definida, lo cual hace que sea muy complejo y difícil el estudio de la deformación. Por otro lado, el material empleado como carga de la resina ejerce notable influencia sobre el fenómeno de arrastre, como puede verse en el gráfico correspondiente referente a moldeados fenólicos cargados con serrín de madera y con fibra celulósica (figuras 16 a la 23).

En la práctica se presenta este fenómeno de arrastre con bastante frecuencia. Por ejemplo, en el caso del corrimiento experimentado por el material en la zona de asiento de una tuerca sobre una pieza que lleva mucho tiempo en servicio.

Los ensayos realizados por las técnicas extranjeras con los materiales laminados son muy abundantes. De ellos exponemos, como resumen, los resultados obtenidos con algunos tipos de materiales de posible utilización estructural:

1.° Las propiedades de los plásticos mejoran a bajas temperaturas y se han encontrado las mejores características mecánicas en los laminados con papel de alta resistencia y en los laminados con fibra de vidrio y de algodón.

2.° Los laminados a base de papel son isótropos, mientras que los laminados con fibras de vidrio presentan muy reducidas sus características a 45°. La disminución de resistencia a la tracción, a 45°, es mucho mayor en este material que en la madera.

3.° Los materiales plásticos poseen excelente capacidad de absorción de vibraciones; sin embargo, esta capacidad disminuye notablemente con la elevación de la temperatura.

4.° Los laminados a base de vidrio y algunos a base de tejido se deterioran bajo la acción de cargas repetidas, lo que nos previene de la importancia de estudiar bien este problema antes de poner en servicio piezas fabricadas con estos materiales.

5.° Los laminados a base de papel tienen poco alar-

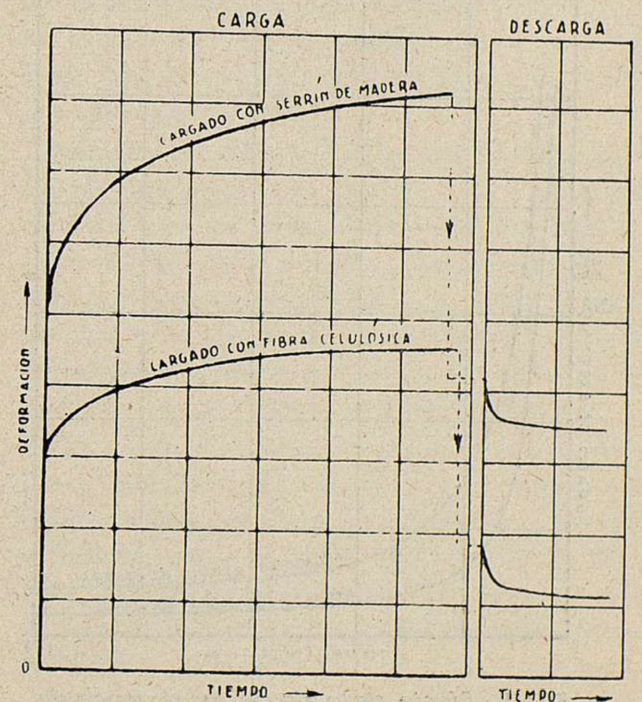


FIG. 16. Efecto de la carga sobre el "arrastre" de los materiales fenólicos moldeables.

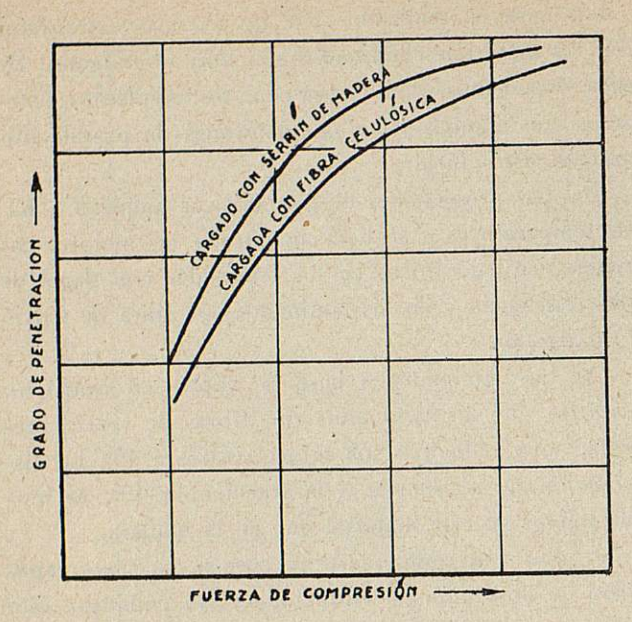



FIG 17 - Efecto de la carga sobre el grado de penetración de la bola en los materiales fenolicos

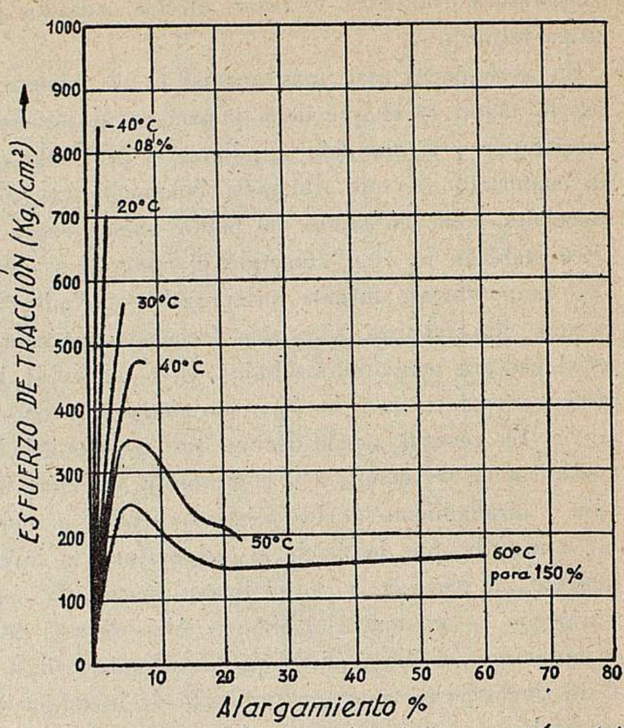



FIG.19 - Curva de deformación del metacrilato de metilo.

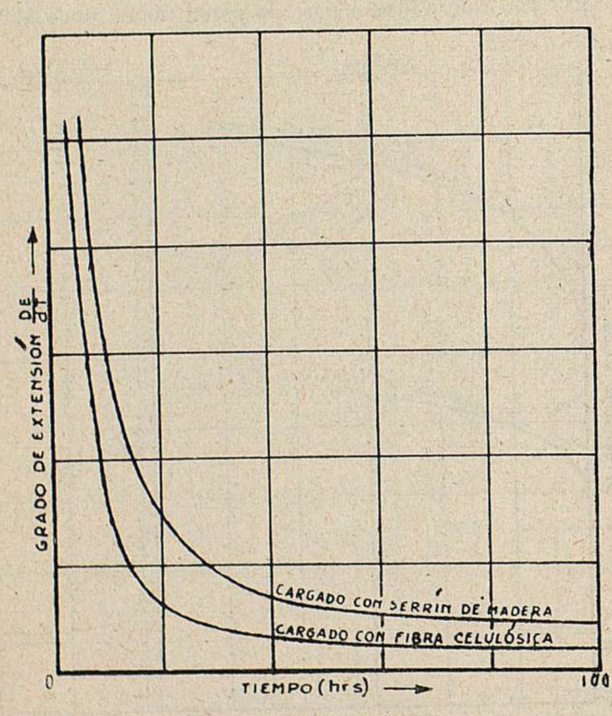



FIG 18 - Efecto de la carga en el grado de traccion en los materiales fenolicos

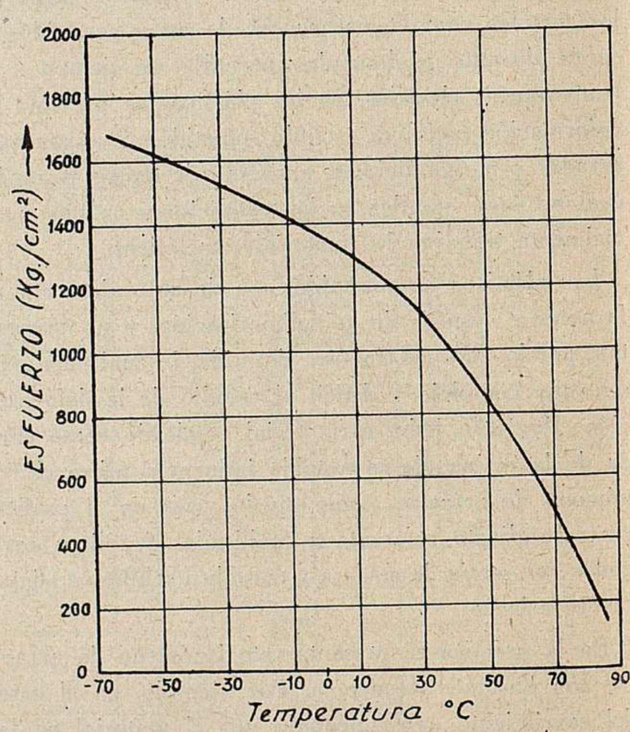



FIG.20 - Resistencia a la flexión del metacrilato de metilo





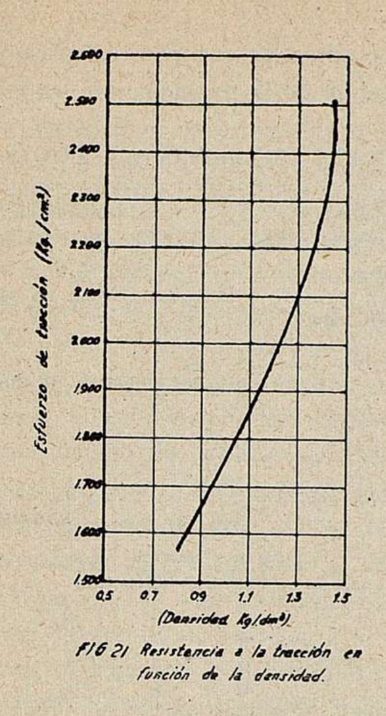



FIG 21 Resistencia a la tracción en función de la densidad.

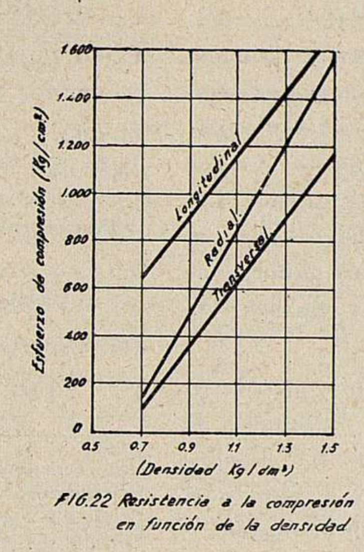



FIG. 22 Resistencia a la compresión en función de la densidad

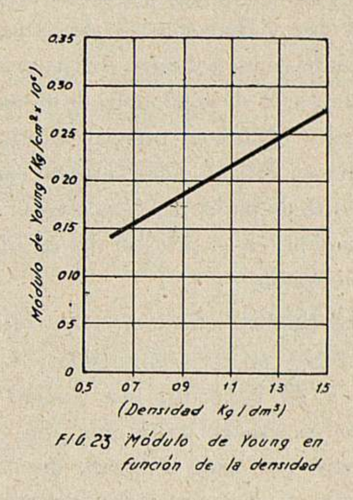



FIG 23 Módulo de Young en función de la densidad

gamiento (no llega al 2 %), y los resultados de los ensayos parecen revelar susceptibilidad a la concentración de tensiones.

6.º La uniformidad en las características mecánicas depende del cuidado que se ponga en el moldeo. Se obtienen, a veces, iguales características que en los moldeados a alta presión, moldeando con cuidado y buen gobierno a presiones aún inferiores a 10 Kg./cm².

7.º A temperaturas próximas a 70º C. se han encontrado, para algunos laminados a base de papel, mayores valores de las razones resistencia/pesos que para aleaciones de aluminio en los ensayos de flexión y de pandeo.

A continuación exponemos un cuadro comparativo de resistencias específicas entre algunos laminados y una determinada aleación de aluminio.

**TABLA COMPARATIVA DE RESISTENCIAS ESPECÍFICAS ENTRE UNA ALEACION DE ALUMINIO Y LOS LAMINADOS**

| Propiedades | Aleación Al. 24 S T (americano) | Laminado de papel de alta resistencia | | Laminado de vidrio | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | a 25º C. | a 70º C. | a 25º C. | a 70º C. |
| Peso específico ... ... | 2,8 | 1,38 | | 1,68 | |
| Tracción ... ... ... ... | 1.550 Kg./cm² | 1,405 | 915 | 1,650 | 1,200 |
| Compresión ... ... ... | 1.550 Kg./cm² | 1,125 | 950 | 1,200 | 1,150 |
| Módulo de rotura... | 562 Kg./cm² | 1,000 | 775 | 1,500 | 1.500 |

## CONTRIBUCIÓN DE LAS RESINAS SINTÉTICAS A LAS MANUFACTURAS DE MADERA

Quizás uno de los campos de utilización más importantes de las resinas sintéticas sea en unión con la madera, en cuya industria se han abierto nuevos horizontes de producción con la posibilidad de emplear prensas de luces múltiples que, además, por trabajar en caliente, han reducido a minutos los tiempos de moldeo que antes eran de días.

Admitida la importancia de la madera como material de construcción, en general, y de construcción aeronáutica en particular, se deduce la que tienen los inconvenientes de las antiguas colas animales, de caseína y vegetales antes empleadas, y, por lo tanto, lo que representa para el trabajo en madera la aparición de las resinas sintéticas que han venido a resolver los problemas que planteaban los antiguos adhesivos.

Las resinas principalmente empleadas son las fenólicas (a base de fenol y cresoles) y las de urea-formaldehido, principalmente. Más tarde se han empezado a emplear resinas de melamina y, por último, algunos materiales termoplásticos también encuentran aplicación como adhesivos, principalmente algunas resinas polivinílicas (Formvar).

La importancia de la madera contrachapeada en aviación no es necesaria destacarla, pero sólo diremos





que su empleo se ha incrementado notablemente con el desarrollo de métodos que permiten utilizar las resinas de forma que pueden darse los curvados a las chapas durante la operación del encolado.

Ya en el año 1920 se inició la preparación (atribuída a Weber y Hengstebeck) de la madera contrapeada empleando como adhesivo una resina fenólica sobre soporte de papel de 0,02 mm. de espesor; se construían los paneles planos en prensas múltiples y en caliente. Las ventajas introducidas con el empleo del adhesivo en soporte de papel residieron en la extensión uniforme de la resina, en el proceso del secado, en la sencillez y en la limpieza.

El tipo de encolado «Tego-film», tan conocido en aviación, se emplea a 140° y 150° C. y presiones de 10 a 20 Kg./cm², que actúan durante 6,5 minutos para espesores de 1 mm. Se aumenta 1 minuto el tiempo por cada aumento de 1 mm. en el espesor.

Pero para comodidad del empleo, la industria prepara las resinas sintéticas en polvo con el cual pueden hacerse las disoluciones en alcohol o en agua, perfectamente estables, para el encolado de las chapas se precisa, como en el caso del papel, presión y calor para realizar el encolado.

Los adhesivos fenólicos en polvo, también de reciente introducción, se utilizan para encoladuras resistentes al agua, operando a 110° C.

Las altas temperaturas y presiones de empleo de las resinas fenol-formaldehido suponen un serio inconveniente en muchos casos de fabricación con madera, pero, en el año 1937, se introdujeron ya en el mercado los adhesivos de urea-formaldehido que curan en menos tiempo y a temperaturas más bajas que las fenólicas, pero, en general, no es tan buena su resistencia a la humedad, por lo que su empleo ha de ser ponderado en la construcción de aviones. En la actualidad, ha crecido la importancia de las resinas sintéticas en las manufacturas de las maderas contrapeadas gracias a los nuevos procedimientos de empleo que permiten operar a más bajas temperaturas, e incluso a la temperatura ambiente, por la adición de catalizadores adecuados. También los modernos sistemas de calentamiento, tales como la creación de campos electrostáticos de alta frecuencia, la adición a la cola de cargas que la hacen conductora de la electricidad o el empleo de la fina tela metálica que si forma parte de la capa adhesiva conduce la corriente eléctrica, acelerando así la curación de la resina.

CLASES DE COLAS DE RESINAS SINTÉTICAS

| Urea formaldehido | | Fenol formaldehido |
|---|---|---|
| En polvo ...... | En seco ... ... ... | Película de cola en seco. |
| | En solución... ... | |
| Utilización en. | caliente... ... ... | En disoluciones alcohólicas. |
| | frío ... ... ... ... | |
| Tipos especiales. | | |

| EMPLEO | UREA | | FENÓLICAS | |
|---|---|---|---|---|
| | En frío y presión | En caliente y presión | En película | Líquido |
| Revestimientos ... ... ... ... | — | 0 | 0 | 0 |
| Ensambladores... ... ... ... ... | 0 | — | — | — |
| Largueros... ... ... ... ... ... | 0 | 0 | — | — |
| Flotadores y «Skiss»... ... ... | 0 | 0 | 0 | — |

La introducción de las resinas sintéticas en la manufactura de la madera contrachapeada ha hecho que en la industria aeronáutica se haya vuelto a poner de actualidad los procesos «Vidal», «Timm» y «Duramold» como más importantes; sin embargo, quizá se haya exagerado mucho la contribución de las resinas sintéticas, con merma de la importancia que tiene la madera, pues no hay que olvidar que entran respectivamente en la razón de 1 a 9. Es la realidad de la cuestión, que las resinas han desplazado a los antiguos tipos de colas por lograr con ellas mayor rapidez de producción y mejores calidades.

Pero la aportación de las resinas sintéticas no se reduce sólo a su contribución en las maderas contrachapeadas, y como adhesivos para ensambladuras, sino que tienen gran importancia en la manufactura de maderas mejoradas.

Sabemos que la asociación de la madera y de las resinas para obtener un producto mejor que el primero puede hacerse cortando en chapas finas que se adhieren, después, bajo presión y calor, con la resina en forma líquida o de película, o bien impregnando primeramente las chapas por métodos de inmersión, vacío y presión y luego aplicando el calor y presión nesarios para que el ciclo de curación de la resina pueda tener lugar. El caso es que se obtiene nuevo material de mayor densidad que la madera y que este au-





mento de densidad se debe a la compresión, que la disminuye de volumen, y a la aportación de la resina, cuya densidad es superior a la de la madera. Según Tiltman y Ellison («New Structural Materials», Aircraft Produccion), el aumento y la densidad de la madera mejorada que proviene de la presión del proceso supone mayor aumento en la resistencia a la tracción que en la resistencia a la compresión, mientras que, el aumento de densidad que proviene de la aportación de la resina, se traduce en un mayor aumento de la resistencia a la compresión. Se comprende que con cuidadoso manejo de las dos variables pueden lograrse maderas mejoradas de características muy diferentes.

Otra variación de este proceso es la impregnación diferencial de la madera, que ya hemos apuntado en otro lugar, por la cual puede hacerse variar la densidad del bloque de un extremo a otro de manera progresiva, variando de igual modo la cantidad de resina absorbida. El mismo resultado puede obtenerse si se hace variar de un extremo a otro la presión a que el bloque se somete, poniendo la pila de chapas de madera entre los dos platos paralelos de una prensa, pero siendo el bloque más grueso en un extremo que en el otro. Este procedimiento ha encontrado gran aplicación en la fabricación de hélices, pues gracias a él se consigue buena distribución de la resistencia del material, la cual disminuye desde las secciones próximas al buje a las puntas de las palas, en cuyas proximidades cualquier exceso de peso es de enorme importancia, por la fuerza centrífuga desarrollada.

La fabricación de hélices de madera presenta varias ventajas sobre las hélices de aleaciones ligeras, pues, aparte de que el ahorro de estos materiales es de gran importancia para nosotros, se dan también las circunstancias de ahorro en peso, de facilidad y amplitud de las reparaciones (de gran importancia en tiempo de guerra) y la posibilidad de fabricar rápidamente tipos especiales sin necesidad de emplear herramental de costo excesivamente elevado.

Por estas ventajas hace ya años comenzó este tipo de construcción la industria alemana, y en la actualidad la ha emprendido la industria inglesa, como puede verse en la figura que se acompaña, núm. 24.

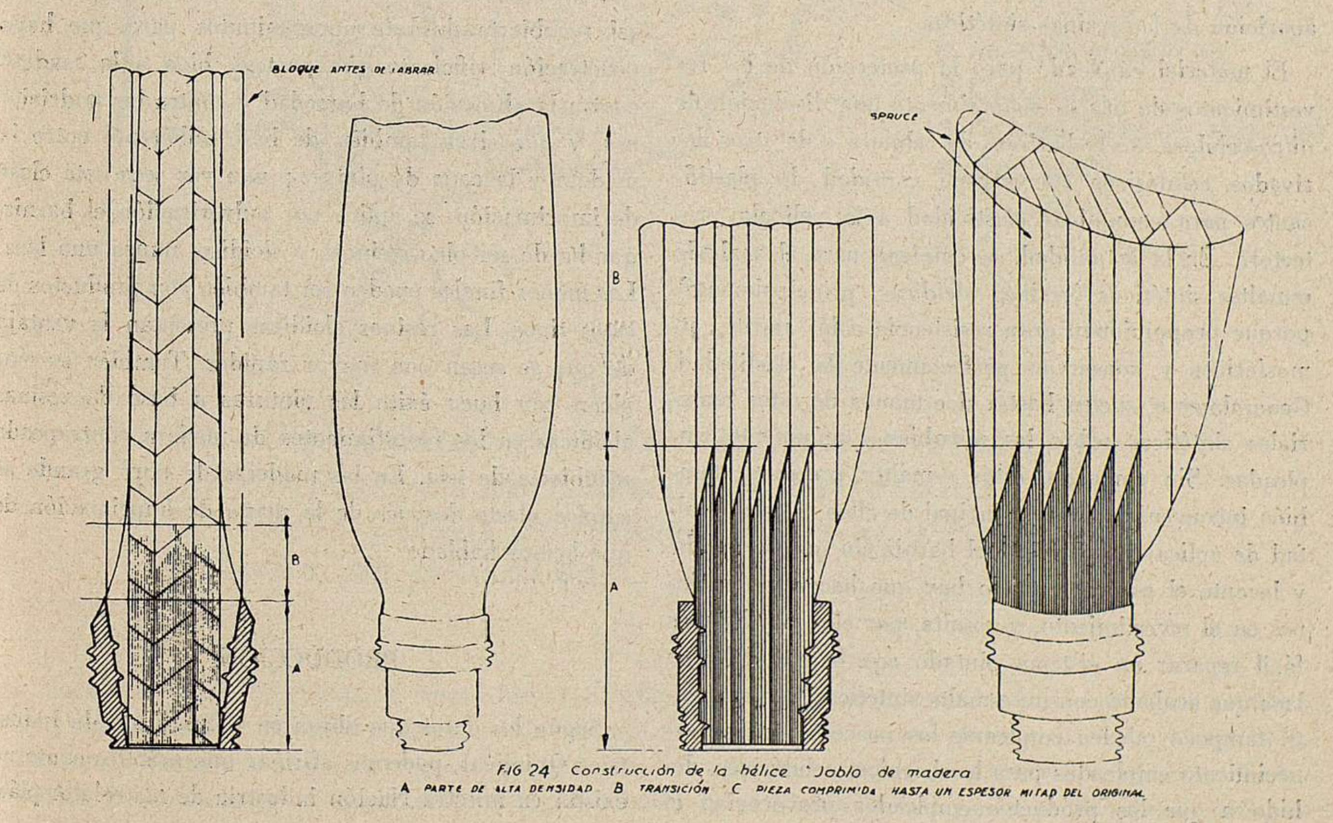


FIG 24 Construcción de la hélice Jablo de madera
A PARTE DE ALTA DENSIDAD B TRANSICIÓN C PIEZA COMPRIMIDA HASTA UN ESPESOR MITAD DEL ORIGINAL





## RESINAS SINTÉTICAS EN PINTURAS Y BARNICES DE USO AEERONÁUTICO

Los acabados orgánicos son de vital importancia para la protección de los materiales de empleo en la construcción aeronáutica. Como es sabido, es necesario proteger la madera contra la humedad y las pudriciones; hay que tensar las telas para aumentar su resistencia e impermeabilizarlas; las piezas de madera mejoradas y las contrachapadas deben protegerse contra la humedad; las estructuras de acero deben también protegerse interior y exteriormente; las aleaciones de aluminio y de magnesio empleadas en las aeronaves están sometidas a la acción corrosiva de la atmósfera, principalmente en ambiente de mar.

Vemos, pues, la diversidad de materiales que es preciso proteger en la construcción aeronáutica, y, si a esto añadimos las condiciones de servicio tan duras a que han de someterse los materiales de revestimiento, se comprenderán las dificultades que se presentan para la fabricación de pinturas y barnices de uso aeronáutico. En la actualidad, estos problemas se van resolviendo con buen éxito en el extranjero, gracias a la aparición de las resinas sintéticas.

El material empleado para la protección de los revestimientos de tela es generalmente una disolución de nitro-celulosa, aceto-butirato de celulosa o de otros derivados celulósicos con alguna cantidad de plastificantes para comunicar elasticidad a la película protectora. En la actualidad, se emplean para el acabado esmaltes sintéticos (resinas alcídicas, principalmente), porque proporcionan gran resistencia a los agentes atmosféricos y conservan perfectamente la elasticidad. Generalmente, suelen bastar dos manos de estos materiales sintéticos sobre las novabias comúnmente empleadas. Sin embargo, estos esmaltes presentan también inconvenientes; el principal de ellos es la dificultad de aplicar nuevamente el barniz sin que se hinche y levante el esmalte cuando hay que hacer reparaciones en el revestimiento, y resulta, por ello, mucho más fácil reparar un sistema pintado con barniz del tipo laca que acabado con un esmalte sintético. Naturalmente, tampoco pueden emplearse los procesos de rejuvenecimiento empleados para los barnices celulósicos, debido a que los productos empleados provocarían el hinchamiento de los esmaltes oleorresinosos o alcídicos, y se desprenderían fácilmente de la superficie recubierta.

Los revestimientos de aleaciones de aluminio se recubren con una mano de imprimación de cromato de cinc que forma una película sumamente delgada, y sobre esta mano de imprimación pueden darse ya los esmaltes de laca o sintéticos en una o varias manos. La industria aeronáutica ha adoptado ya, ampliamente, en el extranjero, el método de secado por rayos infrarrojos.

Los revestimientos de madera contrachapada deben protegerse con un producto que sea ligero, duradero y absolutamente impermeable al agua. Las superficies de maderas de poro pequeño es preciso recubrirla, en primer lugar, con un producto de imprimación constituído por un líquido muy ligero que contiene hasta un 30 % de sólido, y puede ser un barniz fenólico o alcídico, y es preferible emplear, a ser posible, el procedimiento de inmersión para recubrir perfectamente los interiores. Caso de no ser posible pueden emplearse estas imprimaciones extendiéndolas con brocha o por pulverización. Debe mantenerse la humedad de la pieza así recubierta durante unos minutos para que haya penetración suficiente que protega bien a la madera contra la absorción de humedad y contra las pudriciones, y que sirva también de base adherente entre la madera y la capa de pintura; una vez seca esta clase de imprimación, se aplica por pulverización el barniz, que ha de ser oleo-resinoso o alcídico, nunca una laca. Las manos finales pueden ser también con productos de estos tipos. Las resinas alcídicas presentan la ventaja de que se secan con mayor rapidez. También se emplean con buen éxito las pinturas a base de resinas alcídicas en los revestimientos de madera contrapeada recubierta de tela. En las maderas de poro grande se emplea plaste después de la mano de imprimación de que hemos hablado.

### PRODUCCIÓN

Según los datos que obran en el Sindicato de Industrias Químicas, podemos afirmar que prácticamente no existía en nuestra Nación industria de materiales plás-





ticos, pues por entonces la producción no era superior a 200 toneladas anuales. En aquellos tiempos apenas había industrias que se dedicaran a la producción que nos ocupa.

Es a partir de 1938 cuando el Nuevo Estado brinda su protección a esta industria y, al amparo de ella, acude con confianza el capital y se montan algunas instalaciones de producción y de transformación. Se registra, a partir de entonces, cierto avance, favorecido, además, por las dificultades existentes para conseguir la importación de estos materiales como consecuencia de las dificultades derivadas de la pasada guerra mundial y por la acentuada crisis que, por escasez de divisas, pasó nuestra patria, ya desde el año 1936.

Según los datos recogidos en el Sindicato, los tipos de materiales plásticos que se producen en España, son:

● Resinas sintéticas
◉ Celulosa
⊗ Moldeadores de plásticos
◍ Baquelita
◐ Galalita
ϴ Cuero artificial.
○ Celuloide

FIG. 25 - Distribución en el territorio nacional de las industrias de fabricación de resinas sintéticas, polvos de moldeo, hules y moldeadores de plásticos.

*Baquelitas.*—Las resinas de este tipo se obtienen a partir del fenol y del formol. El formol, que antes del año 1936 se producía en cantidad insuficiente para atender a la demanda —y, por lo tanto, se hacía preciso su importación—, se produce en la actualidad con superávit, gracias a las modernas instalaciones montadas. El formol sigue siendo de producción insuficiente.

En la actualidad, la producción anual de baquelitas pasa de las 1.000 toneladas, que se elaboran en más de 500 industrias de transformación.

*Plásticos de urea.*—La producción de este tipo de resinas es muy pequeña, debido a las dificultades que la industria tiene para un suministro regular de urea y de la alfa-celulosa, que es la principal carga en este tipo de resinas.

*Resinas celulósicas.*—Hay en España alguna industria que inicia la fabricación de varios derivados celulósicos, pero la falta de materias primas necesarias para dichas fabricaciones, tales como el ácido acético y la celulosa, hace que se tropiece con bastantes dificultades.

*Resinas vinílicas.*—En la actualidad existen algunas industrias en período de montaje, y, al parecer, en fase muy avanzada tres de ellas, que, en breve plazo, podrán lanzar al mercado el material suficiente para que las industrias de transformación puedan preparar sus diversas manufacturas.

*Resinas anílicas.*—La preparación de estas resinas se lleva a cabo en España en escala muy reducida, y por limitado número de pequeñas industrias.

La industria de los materiales plásticos está localizada en España en tres provincias, principalmente: Vizcaya, Guipúzcoa y Barcelona. Los proyectos más interesantes se localizan en Santander, Guipúzcoa y Huesca, y existe, además, alguna pequeña industria en Madrid, Zaragoza, Alicante y Valencia.

Para más clara información adjuntamos un gráfico, fig. 25, con el señalamiento de las industrias de fabricación de resinas sintéticas, polvos de moldeo, etc., y moldeadores de plásticos en España, y para su comparación se adjuntan también tres cuadros con datos estadísticos de la producción en los Estados Unidos de América.

DATOS ESTADÍSTICOS DE PRODUCCIÓN EN LOS ESTADOS UNIDOS

*CUADRO I*

*Producción de plásticos y resinas sintéticas*

| | AÑOS 1947 Lb. | AÑOS 1946 Lb. |
|---|---|---|
| *Acetato de celulosa y ésteres diversos* | | |
| Planchas: | | |
| Espesor menor de 0,003 ... ... ... | 7.227.370 | 7.649.795 |
| Espesor mayor de 0,003 ... ... ... | 7.843.613 | 7.498.529 |
| Otras planchas, barras y tubos ... | 3.851.354 | 4.717.401 |
| Materiales de moldeo y estrusión... | 58.544.379 | 83.204.482 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 77.476.716 | 103.070.207 |
| *Plásticos de nitrato de celulosa* | | |
| Planchas ... ... ... ... ... ... ... ... | 9.216.859 | 10.932.131 |
| Barras y tubos ... ... ... ... ... ... | 3.668.652 | 7.228.862 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 12.885.511 | 18.160.993 |
| Otros plásticos de celulosa ... ... ... | 4.000.000 | 12.216.947 |
| *Resinas fenólicas* | | |
| Laminados ... ... ... ... ... ... ... ... | 40.546.186 | 27.606.337 |
| Adhesivos ... ... ... ... ... ... ... ... | 21.069.109 | 15.664.701 |
| Materiales de moldeo ... ... ... ... | 194.235.872 | 140.216.443 |
| Otros materiales, incluyendo fundiciones ... ... ... ... ... ... ... ... | 63.525.691 | 57.860.624 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 319.376.858 | 241.348.105 |
| *Resinas de urea y melamina* | | |
| Adhesivos ... ... ... ... ... ... ... ... | 48.472.384 | 40.793.112 |
| Para tratamiento de textiles y papel. | 16.862.315 | 13.534.368 |
| Laminados ... ... ... ... ... ... ... ... | 7.785.087 | 3.746.580 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 73.119.786 | 58.074.060 |
| Poliestireno ... ... ... ... ... ... ... | 94.985.618 | 66.791.843 |
| *Resinas vinílicas* | | |
| Planchas y películas (incluyendo películas para vidrios de seguridad). | 66.425.689 | 21.608.834 |
| Resinas para revestimiento de textiles y papel ... ... ... ... ... ... ... | 17.235.802 | 26.191.254 |
| Materiales de moldeo y estrusión ... | 73.113.605 | 63.591.277 |
| Otras (para adhesivos y no para revestimientos de protección) ... ... | 27.062.369 | 27.440.424 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 183.837.465 | 138.831.779 |
| *Resinas diversas* | | |
| Materiales de moldeo ... ... ... ... | 56.148.925 | 54.033.807 |
| Restantes ... ... ... ... ... ... ... ... | 29.558.704 | 35.581.751 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... | 85.707.629 | 89.615.558 |
| *Total general* ... ... ... ... ... | 851.379.583 | 728.109.942 |

*CUADRO II*

*Empleo final de las resinas sintéticas. Año 1946*

| EMPLEO | Porcentaje |
|---|---|
| Para revestimientos protectores ... ... ... ... ... ... .... | 38,2 |
| Para moldeo y fundición ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 24,6 |
| Para laminados ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 3,7 |
| Para adhesivos ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 7,9 |
| Para tratamiento de textiles y papel ... ... ... ... | 4,8 |
| Para usos diversos ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 20,8 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... ... | 100,00 |

*CUADRO III*

*Producción de máquinas para el moldeo de plásticos y para la estrusión*

| Tipo de la máquina | AÑOS 1944 | 1945 | 1946 | 1947 |
|---|---|---|---|---|
| Inyección... ... ... ... ... ... | 1.000 | 1.720 | 3.275 | 3.625 |
| Compresión ... ... ... ... ... | 8.000 | 12.065 | 12.975 | 13.390 |
| Estrusión ... ... ... ... ... ... | — | 850 | 1.150 | 1.327 |

## *CONCLUSIONES*

De todo lo hasta aquí expuesto se deduce:

Que por ser los plásticos materiales de gran interés para el ingeniero de cualquier especialidad por su amplia aplicación en la mayoría de las ramas industriales, lo son, asimismo, para la técnica aeronáutica, pues presentan las ventajas que hemos visto a lo largo de esta exposición; ventajas que —como hemos señalado— tratan de aprovechar las técnicas extranjeras.

Que nuestra producción de materiales plásticos es muy pobre en la actualidad, pero que puede llegarse a razonable producción especializada para el moderado consumo de nuestra industria aeronáutica, por lo que sería muy útil fomentar el desarrollo de la industria química encaminada a la producción de las resinas sintéticas de uso en aviación.

Que cuanto acabamos de consignar va de acuerdo con el plan industrial del nuevo Estado, pues ya en fecha 23 de mayo de 1947, nuestro Gobierno, considerando la importancia que para nuestra economía tiene la fabricación de materias plásticas, declaró de interés nacional la fabricación de «polímeros, etenoides, fenoplastos y plastoácidos, plásticos celulósicos, aminoplásticos, derivados del caucho artificial y demás productos similares.

Madrid, abril de 1950.

---

*Después de breves intervenciones sobre algunas particularidades del trabajo leído, se concede la palabra al Sr. Soler Carreras (D. José M.ª), quien da lectura al trabajo que a continuación se reproduce, núm. 192:*






FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# N.º 192. - Interés que presenta en España la fabricación de la sosa cáustica por el método «Leblanc»

Autor: D. JOSÉ M.ª SOLER CARRERAS
Ingeniero Industrial

Hablar actualmente del método «Leblanca» para la fabricación de la sosa cáustica parece, a primera vista, extemporáneo, pero, si reflexionamos atentamente sobre toda la historia de dicho sistema, desde su nacimiento hasta su ocaso, observaremos la serie de circunstancias que influyeron en su desarrollo y llegaremos, finalmente, a la conclusión de que actualmente, y como consecuencia de una serie de condiciones especiales, el sistema «Leblanc» está llamado a un desarrollo interesante para nuestra economía.

## UN POCO DE HISTORIA

En el año 1775, la Academia de Ciencias de París ofreció un premio de 12.000 libras para el mejor procedimiento que permitiera obtener sosa, partiendo de la sal común.

En 1777, el químico Malherbe (padre) propuso convertir primeramente el cloruro sódico en sulfato y reducir éste a sulfuro por calcinación al rojo, con una mezcla de carbón y de hierro, procedimiento que fué desechado.

En 1782, Guyton de Morveau y Carny, propusieron mezclar cloruro sódico con cal y abandonar la mezcla a la acción del aire, con la esperanza de obtener así carbonato sódico en forma de eflorescencias, pero la reacción no se producía.

A pesar de estos fracasos, los investigadores continuaron los estudios, y casi todos los métodos propuestos tomaban como punto de partida la transformación previa del cloruro sódico en sulfato.

De la Metherie propuso, en 1789, calcinar el sulfato sódico con carbón para obtener sulfuro sódico, pero no alcanzó dar al problema solución práctica.

Leblanc, médico y farmacéutico, siguiendo el camino iniciado por La Metherie, logró alcanzar la solución tan ansiadamente buscada, pero antes de aventurarse a montarla en forma industrial, pidió el asesoramiento de su antiguo maestro Darcet, el cual mandó realizar ensayos semi-industriales por su ayudante Dizie. Vistos los resultados obtenidos, interesó Leblanc a

su cliente el Duque de Orleáns, y ambos fundaron una sociedad para la explotación de su sistema, en la cual dicho noble aportó la cantidad de 200.000 libras.

El 27 de mayo de 1790, Leblanc depositó en casa del notario Brichard un pliego sellado en el que describía, con todo detalle, su procedimiento, el cual, en líneas generales, consistía en calentar en un crisol abierto 100 partes de sulfato sódico, 50 de creta y 25 de carbón. El 25 de septiembre de 1791 obtenía patente de invención por veinticinco años, en cuya descripción, los antiguos crisoles eran substituídos por un horno de reverbero y la proporción de sulfato se reducía a la mitad. El horno tenía una solera de 2 metros de largo por 1,55 de ancho.

La fábrica, llamada «La Franciade», fué montada en las cercanías de St. Denis, producía unos 300 Kgs. diarios de sosa y tuvo al principio vida próspera, pero pronto, el período revolucionario que atravesaba Francia en aquellos tiempos, vino a alterarlo todo. El Duque de Orleáns, llamado entonces «ciudadano igualdad», fué encarcelado en 1793, y más tarde guillotinado, y fueron confiscados sus bienes, entre los cuales figuraba la fábrica de sosa, y, en febrero 1794, probablemente por insinuaciones y envidia de sus competidores, un decreto anulaba la patente «Leblanc» y ordenaba a todos los fabricantes de sosa que pusieran sus procedimientos a disposición del Estado en un plazo de veinte días, y que renunciasen a todos sus intereses para permitir (?) la lucha contra la competencia extranjera.

El método «Leblanc» quedaba así de dominio público; se dieron a conocer todos los detalles de su fábrica, la cual fué cerrada sin indemnización para Leblanc, el cual tuvo que contemplar pasivamente cómo se establecían diversas fábricas que empleaban liblemente su procedimiento y realizaban pingües beneficios, mientras él mismo arrastraba una vida miserable, como simple funcionario del Estado.

En vano trató de reclamar contra tal injusticia durante siete años, hasta conseguir, finalmente, que le fuera devuelta su antigua fábrica, en estado ruinoso, en 1801, con la promesa de una indemnización. Más tarde, en 1805, se le asignó como tal la cantidad de 52.473 francos, que no fué nunca satisfecha, y, desesperado, se pegó un tiro en su propia fábrica, el 16 de enero de 1806.

## TEORÍA DEL PROCESO «LEBLANC»

Como ya hemos indicados en el apartado anterior, el método «Leblanc» parte de sulfato sódico, obtenido atacando la sal común por el ácido sulfúrico, según la reacción conocida:

$$2\,ClNa + SO_4H_2 = 2\,ClH + SO_4Na_2$$

El gas clorhídrico desprendido no puede lanzarse a la atmósfera, por su carácter agresivo; era preciso condensarlo y disolverlo en agua y encontrarle aplicaciones, entre las que se destacó principalmente la obtención del cloro para la fabricación de hipocloritos. Debe hacerse constar que las necesidades de ácido sulfúrico para el ataque de la sal y el aprovechamiento del clorhídrico constituyeron las bases fundamentales para la creación de la que ha sido llamada, con gran acierto, la gran industria química mineral.

Durante mucho tiempo se estuvo empleando el método «Leblanc» sin conocer exactamente lo que en él sucedía: se mezclaban determinadas proporciones de sulfato sódico, creta y carbón, se calentaba hasta la fusión pastosa y se obtenía una masa que se solidificaba rápidamente a la salida del horno, llamada *sosa bruta,* que se lixiviaba con agua. La disolución obtenida contenía, principalmente, carbonato sódico, acompañado de hidrato y pequeñas cantidades de otras sales sódicas, mientras que la cal quedaba en el residuo insoluble con el azufre procedente del sulfato.

La primera teoría del proceso fué formulada por Dumas, en 1830. Partiendo de la base de que ni el sulfhídrico ni el sulfuro amónico precipitan el cloruro cálcico y que, por lo tanto, el sulfuro cálcico debe admitirse como soluble en el agua, admitió la formación de un oxisulfuro de fórmula CaO, 2CaS, según la reacción:

$$2\,Na_2SO_4 + 3\,CaCO_3 + 9\,C = 2\,Na_2CO_3 + CaO,\,2\,CaS + 10\,CO$$

En 1847, Brown propone una nueva teoría sobre la base de la existencia de otro oxisulfuro de calcio de composición CaO, 3 CaS y formula la reacción en dos fases con la formación intermedia de sulfuro sódico:

$$Na_2SO_4 + 4\,C = Na_2S + 4\,CO$$
$$3\,Na_2S + 4\,CaCO_3 = Na_2CO_3 + CaO,\,3\,CaS + CO_2$$

Estas teorías, fundadas en la existencia de oxisulfuros de calcio insolubles, fueron combatidas más ade-





lante. En 1857, Kynaston, partiendo de los ensayos realizados en el laboratorio de Muspratt, admitió la formación de una sal compleja de sulfuro y de carbonato cálcicos. En 1863, Gossage indicó que el sulfuro cálcico, formado por vía seca, era totalmente insoluble en el agua y formuló la reacción como sigue:

$$2\ Na_2SO_4 + 3\ CaCO_3 + 9\ C = 2\ Na_2CO_3 + 2\ CaS + CaO + 10\ CO$$

de modo que, aparte el oxisulfuro, era la misma formulada inicialmente por Dumas.

En 1862, Scheurer-Kestner combatió, igualmente, la existencia del oxisulfuro basándose en el comportamiento de la masa lixiviada y sostuvo, al igual que Brown, que la reacción se verifica en dos fases:

$$5\ Na_2SO_4 + 10\ C = 5\ Na_2S + 10\ CO_2$$
$$5\ Na_2S + 7\ CaCO_3 = 5\ Na_2CO_3 + 5\ CaS + 2\ CaO + 2\ CO_2$$

Observemos que entre estas fórmulas y las anteriores existe una diferencia fundamental, ya que se admite la formación de $CO_2$ en la fase de reducción frente al CO y, si bien es indudable que éste aparece indudablemente, ello sucede únicamente al final de la reacción que viene determinada, precisamente, por la aparición de las llamas características del CO, como resultado de una reacción secundaria motivada por un exceso de carbonato cálcico:

$$Ca\ CO_3 + C = CaO + 2\ CO$$

Según esta última teoría, confirmada más tarde por los trabajos de Fisher en el laboratorio de Lunge, el proceso en el horno transcurre en la forma siguiente: La mezcla, que ocupa en la solera un espesor de algunos centímetros, se reduce en la superficie, y la cal viva que haya podido formarse se carbonata de nuevo bajo la acción del $CO_2$ desprendido en las capas inferiores por la reducción del sulfato sódico, y el carbonato es penetrado por el sulfuro sódico, motivando la segunda reacción. Estas dos reacciones son simultáneas y, en su conjunto, endotérmicas, de modo que la masa absorbe calor. Es solamente cuando la reacción tiende a su fin cuando la temperatura se eleva y el carbón puede reaccionar con el carbonato cálcico en exceso para reducirlo y originar la tercera reacción manifestada por la formación de llamitas de óxido de carbono coloreadas por las sales de sodio.

## TÉCNICA DEL MÉTODO «LEBLANC»

En la figura adjunta viene representado en forma de diagrama esquemático el conjunto de la fabricación del carbonato sódico por el método «Leblanc»

Se cargan el ácido sulfúrico y la sal común en un horno de clorhídrico en el que obtienen simultáneamente dicho gas y el sulfato sódico calcinado. En un principio, el clorhídrico se dejaba escapar a la atmósfera, pero al tomar incremento la industria no hubo más remedio que proceder a su recuperación y aprovechamiento subsiguiente.

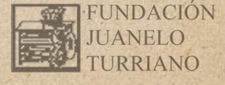
El sulfato sódico obtenido, junto con carbón y carbonato cálcico, se introducen en un horno de reverbero en el cual tienen lugar las reacciones descritas en el capítulo anterior. La masa obtenida, porosa pero no fundida, es sometida a un proceso de lixiviación metódica con agua a baja temperatura, procurando evitar el contacto con el aire, para impedir oxidaciones.

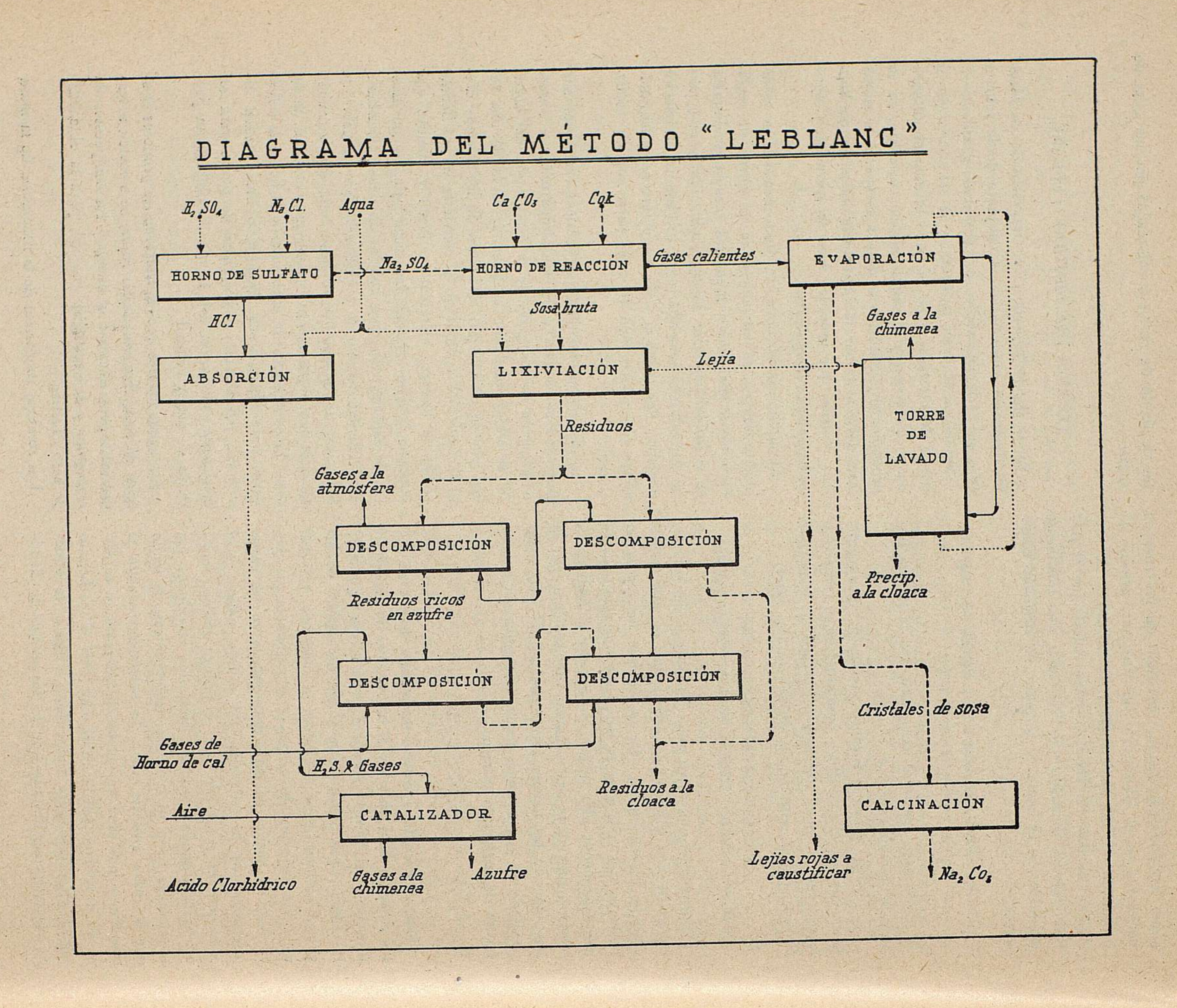
La disolución obtenida, que contiene carbonato, sulfuro, hidrato sódico y diversas impurezas, se somete a la acción de los gases de la combustión del horno de reverbero mediante su paso a través de una torre, con lo cual el gas carbónico de los mismos desaloja algo del sulfhídrico, y convierte en carbonato sódico el hidrato, aluminato, silicato y cianuro que contiene la lejía original. La nueva lejía, así purificada, se concentra en unas cubetas abiertas colocadas a continuación del horno y calentadas por el calor de los gases del mismo horno hasta una concentración tal que, por enfriamiento, se obtengan cristales de sal sosa. Estos cristales de carbonato sódico puede calcinarse para obtener sosa impura, o bien pueden disolverse, purificarse y cristalizarse de nuevo para ser finalmente calcinados, con lo que se obtiene un producto de mejor calidad.

Las aguas madres que engendraron los primeros cristales de sosa, llamadas *lejías rojas*, se someten a tratamiento para eliminar el hierro y los compuestos de cianógeno y se caustifican con cal, para la obtención de sosa cáustica.

Los residuos resultantes de la lixiviación de la masa






DIAGRAMA DEL MÉTODO "LEBLANC"
$H_2SO_4$
$Na\,Cl.$
Agua
$Ca\,CO_3$
Cok
HORNO DE SULFATO
$Na_2\,SO_4$
HORNO DE REACCIÓN
Gases calientes
EVAPORACIÓN
HCl
Sosa bruta
Gases a la chimenea
ABSORCIÓN
LIXIVIACIÓN
Lejía
TORRE DE LAVADO
Residuos
Gases a la atmósfera
DESCOMPOSICIÓN
DESCOMPOSICIÓN
Precip. a la cloaca
Residuos ricos en azufre
DESCOMPOSICIÓN
DESCOMPOSICIÓN
Cristales de sosa
Gases de Horno de cal
$H_2S$ & Gases
Residuos a la cloaca
Aire
CATALIZADOR
CALCINACIÓN
Acido Clorhídrico
Gases a la chimenea
Azufre
Lejías rojas a caustificar
$Na_2\,CO_3$

procedente del horno de reacción contienen la totalidad del azufre contenido en el sulfato, principalmente, en forma de sulfuro cálcico. En un principio, estos residuos se abandonaban a la intemperie, pero el olor de sulfhídrico que se desprende de los mismos por la acción del carbónico del aire y los polisulfuros que se escurrían de los montones contaminaban de tal modo las corrientes de agua que no hubo más remedio que proceder a su tratamiento, lo que originó una serie de estudios hasta llegar a una solución final satisfactoria.

Se toman estos residuos en suspensión con agua y se someten a la acción de los gases de un horno de cal dentro de una serie de cubas estancas. El gas carbónico de los gases precipita carbonato cálcico con desprendimiento de sulfhídrico, según la reacción:

$$CaS + H_2O + CO_2 = CaCO_3 + H_2S$$

Este precipitado de carbonato, junto con otras materias insolubles, pueden ahora descargarse sin causar molestias. El sulfhídrico desprendido viene diluído con los gases del horno de cal y no alcanza riqueza suficiente para ser recuperado directamente. Por lo mismo, se le hace pasar por un nuevo tanque que contenga residuos en suspensión y en el cual es absorbido en forma de sulfhidrato, según la reacción:

$$CaS + SH_2 = Ca\,(SH)_2$$

y la disolución de sulfhidrato así formada sometida de nuevo a la acción de gases recién salidos del horno de cal se descompone de nuevo, según la reacción:

$$Ca\,(SH)_2 + CO_2 + H_2O = Ca\,CO_3 + 2\,H_2S$$

obteniéndose un gas rico en sulfhídrico que puede ser quemado en hornos especiales en presencia de óxido de hierro, como catalizador, con limitada cantidad de aire para la obtención de azufre, según la reacción:

$$H_2S + \tfrac{1}{2}\,O_2 = H_2O + S$$

Este azufre recuperado se empleaba, generalmente, como primera materia para ser transformado en ácido sulfúrico necesario para la obtención del sulfato sódico.

Por la descripción anterior se comprende que el proceso «Leblanc» es laborioso y complicado y que requiere mucho combustible y mano de obra, por cuanto muchas de las operaciones se realizan con materiales sólidos, y se comprende perfectamente que no pudiese competir con el «Solvay», el cual, si bien es tan complicado como el anterior, presenta la enorme ventaja de trabajar casi exclusivamente con disoluciones y gases que se manejan fácilmente con simples tuberías, bombas y compresores, y que requiere un mínimo de mano de obra.

## DESARROLLO DEL MÉTODO «LEBLANC»

Ya en vida del propio Leblanc, Payen había establecido una fábrica en París, y Corny otra en Dieuze, así como se empleaba también en las cristalerías de St. Gobain. El procedimiento fué tomando después gran incremento en Francia.

En Inglaterra, la primera fábrica fué establecida, en 1814, por W. Losh, quien había estudiado el sistema «Leblanc» en París. Rica en combustible, Inglaterra era el país ideal para el desarrollo de esta industria, si tenemos en cuenta que la fabricación de carbonato sódico requiere en combustible un peso tres veces mayor y la sosa cáustica cuatro. Como era de esperar, tomó pronto importancia considerable, hasta tal punto que, cuando el continente quedó totalmente substituído por el método «Solvay», continuaba empleándose en Inglaterra.

La primera fábrica instalada en Alemania fué la de Schönebeck, en el año 1840. En Austria, la primera fábrica data de 1851.

Podemos indicar, como dato curioso, que el método «Leblanc» no llegó a implantarse en Estados Unidos, cuya industria química, hoy día de primordial importancia, es de creación relativamente reciente.

Que sepamos, nunca ha trabajado en España una fábrica por el método «Leblanc» en gran escala, si bien, durante los años del Glorioso Movimiento Nacional, se llegaron a establecer ensayos industriales que no fueron proseguidos.

A pesar de todos sus inconvenientes, el método «Leblanc» fué sin rival el único sistema empleado para la fabricación de la sosa durante un siglo entero, ya que la primera fábrica Solvay que fabricó sosa en abundancia fué establecida en Francia el año 1873, en Verangeville, cerca de Nancy.

Durante el último cuarto del siglo pasado se estableció una lucha épica entre ambos procedimientos.





Consecuencia de dicha lucha fué la adopción de los hornos mecánicos para ahorrar mano de obra, cuyo empleo se inició en el año 1868, y el tratamiento de los residuos lexiviados (*charrées*) con vistas a la recuperación de azufre hasta llegar, con el método «Chan-ce-Claus», a obtener más del 90 % del azufre contenido en el sulfato inicial.

De todos modos, las ventajas del procedimiento por medio del amoníaco era tan manifiestas, y el producto obtenido de calidad tan superior, que la producción «Leblanc» fué descendiendo paulatinamente en favor de su rival, como puede verse en el cuadro estadístico siguiente, dado por Duisberg y Ost en toneladas (las cantidades incluyen la sosa cáustica y el bicarbonato sódico):

| | *Sosa «Leblanc»* | | *Sosa «Solvay»* | |
|---|---|---|---|---|
| | 1884 | 1911 | 1884 | 1911 |
| Inglaterra ... ... ... | 380.000 | 120.000 | 25.000 | 580.000 |
| Alemania ... ... ... | 56.000 | 20.000 | 44.000 | 380.000 |
| Francia ... ... ... | 70.000 | — | 57.000 | 200.000 |
| EE. UU. ... ... ... | — | — | 1.000 | 250.000 |
| Todo el mundo ... | 545.500 | 140.000 | 163.000 | 1.800.000 |

Si bien la lucha entre ambos sistemas estaba ya fatalmente decidida a favor de «Solvay», el método «Leblanc» se atrincheró todavía en la fabricación de sosa cáustica, ya que, si premeditadamente se pone en la carga una mayor cantidad de caliza de calidad adecuada para que se descomponga a la temperatura de 950° C. reinante en el horno, se consigue elevar de tal modo el contenido en sosa cáustica de las lejías en bruto, que basta una ligera caustificación posterior para su transformación completa en sosa cáustica, mientras que, para su transformación en el método «Solvay» se ha de proceder a la caustificación total. Así se explica que, en el año 1920, y aun en 1925, existieran en Inglaterra y en Alemania fábricas que continuaban fabricando sosa cáustica por el método «Leblanc».

Esta fabricación fué posible mientras el ácido clorhídrico obtenido en la fabricación del sulfato sódico tenía amplio mercado como primera materia para la fabricación del cloro por los métodos «Weldon» y «Deacon», con vista a la fabricación de hipocloritos, pero cuando, a principios de este siglo, al aparecer industrialmente el método electrolítico, fué posible la producción simultánea de cloro y sosa cáustica, el método «Leblanc» tuvo que sucumbir forzosamente, como así ha sucedido, hasta tal punto que hoy en día es probable no exista ninguna fábrica en el mundo que fabrique sosa cáustica por dicho método, aun cuando es posible que se emplee en Rusia, como consecuencia del aprovechamiento de las ingentes cantidades de sulfato sódico natural disponibles en Karabugas (Mar Caspio).

## CASO ESPECIAL DE ESPAÑA

Querer actualmente reivindicar de nuevo el método «Leblanc» resulta, a primera vista, tan fuera de lugar como intentar la resurrección de un cadáver, pero es el caso de que en nuestra nación se presentan una serie de circunstancias especiales, cada una de las cuales permitiría de por sí intentar esta reivindicación, y con mayor probabilidad de buen éxito actuando todas ellas en forma tan favorable como vamos a demostrar.

La primera de las circunstancias favorables es la existencia en España de yacimientos de sulfato sódico que permitirán disponer de enormes cantidades de este producto a precio muy conveniente. Si volvemos a repasar todo lo manifestado cerca del método «Leblanc», veremos en seguida que fué precisamente la necesidad de partir de un sulfato sódico a bajo precio, lo que le falló últimamente a este sistema cuando no pudo dar salida al ácido clorhídrico producido, al aparecer en el mercado el cloro obtenido por el método electrolítico y, posiblemente, de contar con sulfato a precio reducido, las fábrica inglesas que funcionaron últimamente continuarían produciendo sosa cáustica por el método «Leblanc».

En la Enciclopedia *Muspratt* de Química Industrial, Suplemento 2.°, pág. 124, se dice textualmente:

«El problema de si se puede hoy día fabricar, en buenas condiciones económicas, sosa «Leblanc» con sulfato obtenido mediante el cloruro sódico y ácido sulfúrico, en general, y sin excepciones, ha sido resuelto negativamente. La cuestión varía cuando se toma como primera materia el sulfato sódico fabricado en la industria de la potasa mediante la kieserita y la sal gema, y el que resulta como producto secundario en alguna fábrica de metalurgia o el natural de algunos yacimientos. Éstos, que no requieren el empleo de





ácido sulfúrico, pueden adquirirse tan baratos que su elaboración, para obtener el carbonato sódico o la sosa cáustica, puede ser ya remuneradora si las demás condiciones son igualmente favorables.»

Más adelante, en el mismo Suplemento, pág. 136, se dice:

«Despréndese, además, de las anteriores consideraciones, por una parte, que las modernas fábricas de sosa «Leblanc» que, por su situación local privilegiada puedan basar su producción en el sulfato sódico natural adquirible a bajo precio, con buenas condiciones de venta para sus productos secundarios, pueden afrontar la competencia...»

La segunda de las circunstancias en que basamos nuestros intentos estriba en el fuerte déficit existente en España entre producción y consumo de azufre, que alcanza actualmente la importante cifra de 20 a 30.000 toneladas, y obliga a onerosa importación. Para colmar este déficit existe actualmente el proyecto de aprovechar el azufre de las blendas del Norte de España, en forma análoga a la empleada en Ríotinto para las piritas, pero su realización supone la importación de maquinaria por más de un millón de dólares y, además, debemos esperar que las aplicaciones del azufre y, por tanto, su consumo, vayan tomando incremento, de modo que el consumo actual de 50.000 tn. se vería aumentado con el tiempo.

Ya hemos indicado anteriormente que, con el tratamiento de las *charrées* residuales del método «Leblanc», se puede recuperar prácticamente más del 90 % del azufre contenido en el sulfato, por métodos sencillos que han funcionado a plena satisfacción; es decir, que no se trata de un método nuevo que deba llevarse a la práctica venciendo todas las dificultades, sino tan sólo de aplicar lo ya conocido y, también, demasiado olvidado. Si nos propusiéramos obtener, con la aplicación del método «Leblanc», todo el azufre necesario para cubrir el déficit indicado, ello supondría fabricar con dicho sistema nada menos que de 80 a 100.000 toneladas de sosa cáustica, lo cual indica hasta qué punto puede alcanzar desarrollo el sistema propuesto.

Y, finalmente, como tercera circunstancia que se debe tener en cuenta en favor del método «Leblanc», citaremos el déficit existente en la producción de energía eléctrica que mantiene y mantendrá en suspenso durante muchos años el desarrollo futuro de la producción de sosa electrolítica, la cual, además, no puede desarrollarse indefinidamente en forma económica si no se encuentra al propio tiempo aplicación para el cloro obtenido simultáneamente en la electrólisis de los cloruros alcalinos.

Sobre este punto creemos inútil insistir, pues el déficit de energía es problema tan manifiesto y de tal importancia que su estudio da lugar a varias Secciones especiales en este Congreso, de modo que cuanto manifestáramos aquí estaría totalmente fuera de lugar.

## OBJECIONES QUE PUEDEN HACERSE AL SISTEMA «LEBLANC»

A nuestro proyecto pueden hacerse, desde luego, serias objeciones que nos hemos ya formulado de antemano, pero esperamos demostrar, como veremos seguidamente, que aquéllas no alcanzan a alterar el fondo del asunto.

La primera de ellas y, desde luego, la más fundamental, es si existe la posibilidad de disponer de sulfato sódico en cantidad y riqueza adecuadas para dicha fabricación, por cuanto la existencia de sales complejas en las capas de los yacimientos conocidos dificulta la obtención de sulfato de alta graduación. Además, conviene saber si la estructura del sulfato obtenido es adecuada para la reacción con el carbón.

A esta primera objeción podemos contestar diciendo que, vencidas las dificultades iniciales, desde hace meses se viene presentando en el mercado sulfato de riqueza 90/93 % que se emplea corrientemente para la fabricación de sulfuro sódico, reacción que, como sabemos, constituye la fase inicial de las que se producen en el horno «Leblanc».

Otro punto criticable del horno «Leblanc» estriba en su elevado consumo de carbón. Por ser igualmente el carbón de producción deficitaria en España, no existe ventaja aparente en evitar la importación de azufre con la aplicación del sistema «Leblanc», si, para ello, se requiere aumentar la de carbón. Contestaremos a esto diciendo que no existen motivos técnicos para que la producción de carbón no siga aumentando, como ha sucedido estos últimos años, y que, para su empleo en el horno de reacción, se requieren carbones menudos, que son, precisamente, los que más abundan





en España, sin contar, además, con la posibilidad de substituir la hulla, total o parcialmente, por los lignitos. Citaremos, finalmente, el caso de que la importación de azufre deba realizarse forzosamente de Estados Unidos o de Italia, mientras que la de carbón puede venir de otros países cuya balanza de pagos sea más favorable, como Inglaterra) Alemania e incluso Francia.

No podemos admitir objeción algunas sobre la posibilidad de recuperar el azufre del sulfato presente en las *charrées*, por haber funcionado industrialmente durante medio siglo diversos sistemas, entre los que merece preferencia manifiesta el sistema «Chance-Claus». Lo único que se precisa para ello es una fuente de gas carbónico, que se obtiene, en nuestro caso, por la calcinación de los residuos de carbonato cálcico formado en la caustificación.

## ESTUDIO ECONÓMICO DEL MÉTODO «LEBLANC»

Con todo lo anteriormente manifestado creemos haber demostrado hasta la evidencia el interés que presenta la implantación del método «Leblanc» para la fabricación de la sosa cáustica, pero todo ello no sería suficiente para aconsejar una realización industrial del mismo, si el precio resultante de fabricación quedara por encima del precio de venta oficial, ya que no puede plantearse una fabricación con vistas a precios excepcionales de venta.

Para estudiar este punto estableceremos un primer análisis de precio de coste, basado, exclusivamente, en las primeras materias empleadas, carbón y sulfato sódico (despreciando la caliza, por cuanto ésta se regenera en la caustificación) y los productos obtenidos, sosa cáustica y azufre sublimado.

Partiendo de 1.000 kgs. de mineral con 93 % de $SO_4Na_2$, se obtendrán 520 kgs. de NaOH y 190 kgs. de azufre recuperado, y se consumirán, aproximadamente, 2.100 kgs. de carbón:

| | Pesetas |
|---|---|
| Precio de 1.000 kg. de mineral ... ... ... ... ... ... | 300,— |
| » 2.100 » carbón, a 300 ptas./tn. ... ... | 630,— |
| *Suman* ... ... ... ... ... | 930,— |
| A deducir 190 Kg. azufre, a 1.700 ptas./tn. ... ... | 323,— |
| Valor resultante de 520 kg. NaOH ... ... ... ... ... | 607,— |

o sea, por kg. 1,18 ptas., valor sensiblemente inferior al actualmente vigente para el producto sólido 97/98 %.

Para obtener este resultado hemos partido de precios que consideramos perfectamente normales. Hemos admitido para el mineral un precio de 300 ptas./tn., inferior al actual en el mercado, pero hay que tener en cuenta que el gran consumo de mineral haría posible la obtención de precios especiales, ya que la implantación del sistema «Leblanc» requiere precisamente sulfato a bajo precio. Lo mejor, sin duda, sería poseer yacimientos propios que permitieran disponer de mineral a precio inferior al indicado, por ejemplo, 200 pesetas/tn., del mismo modo que no puede concebirse una fabricación de sosa «Solvay», sin contar con una fuente propia de sal común.

En lo que hace referencia al precio del carbón, consideramos bueno el indicado de 300 ptas./tn. para el menudo, pero es natural que una instalación de gran importancia con producción del orden de 10 a 20.000 toneladas al año de NaOH consumirían un tonelaje de carbón importante que aconsejara el disponer de mina propia de combustible, con un precio resultante que podemos fijar igualmente en 200 ptas./tn.

El precio señalado para el azufre recuperado corresponde exactamente al del sublimado procedente de Ríotinto, y, aun cuando los productores nacionales disfrutan de un precio de favor de 2.300 ptas./tn., con una prima adicional del 10 % que hace subir el precio del mismo a 2,52 kgs., que daría al azufre recuperado un valor de 478 ptas. en lugar de las 323 que figuran en el cálculo efectuado, no queremos emplear el precio alto, para quedarnos dentro del campo de las realidades.

Basándonos en los nuevos precios de las primeras materias que podemos considerar como condiciones nada excepcionales, el precio resultante se establecerá en la forma siguiente:

| | Pesetas |
|---|---|
| Precio de 1.000 kg. de mineral ... ... ... ... ... ... | 200,— |
| » 2.100 » carbón, a 200 ptas./tn. ... ... | 420,— |
| *Suman* ... ... ... ... ... | 620,— |
| A deducir 190 kg. azufre, a 1,70 ptas. ... ... ... ... | 323,— |
| Valor resultante de 520 kg. NaOH ... ... ... ... ... | 297,— |





Es decir, que la sosa cáustica resultará al precio de 0,58 ptas./kg., que, al ser comparado con el hoy vigente, permite llegar a la conclusión de que es posible cubrir con la diferencia todos los gastos inherentes a mano de obra, amortización de las instalaciones e interés al capital.

## POSIBLES APLICACIONES DEL MÉTODO «LEBLANC»

En el apartado anterior hemos llegado a la conclusión de que una empresa propietaria de minas de sulfato sódico y de carbón podría alcanzar excelente éxito económico implantando la fabricación de sosa cáustica por el método «Leblanc», pero donde creemos que el buen éxito sería indiscutible es en el caso de aquellas industrias grandes consumidoras de sosa cáustica como lo son, por ejemplo, las industrias del papel y del jabón, que se han visto obligadas estos últimos años a adquirir la sosa cáustica en el mercado negro a precios astronómicos.

Dos grandes ventajas presentaría para estas industrias la fabricación de sosa cáustica: en primer lugar, el ahorro de combustible necesario para la última concentración o fusión, ya que se contentarían con producirla al grado de concentración necesaria para su industria. Además, existiría también el ahorro de los envases metálicos en los que circula la sosa fundida; envases caros y que, por ser totalmente perdidos, sobrecargan el precio resultante del producto.

Para la industria de los jabones, el método «Leblanc» presenta interés especial, si se emplea como carbón reductor el orujo extractado, cuyo bajo precio reduciría sensiblemente el de coste. En este caso las cenizas de orujo se incorporarían a la masa fundida, aportando su contenido en potasa cáustica, con lo que la sosa cáustica obtenida contendría un cierto porcentaje de potasa, con ventajas manifiestas para la calidad del jabón.

No aspiramos con lo dicho a llegar a la conclusión de que la implantación del método «Leblanc» resulte recomendable en todos los casos, hasta el punto de que todos los consumidores de sosa cáustica debieran prepararse este producto por el indicado sistema para sus propias necesidades. Creemos, por el contrario, que este método resulta interesante en ciertos casos manifiestos, y que la necesidad y conveniencia de recuperar el azufre para llegar a un precio de coste interesante limitará su aplicación a instalaciones de relativa importancia, que se presentan frecuentemente en la industria papelera y de jabones, que lograrían de este modo emanciparse de la servidumbre en que se encuentran actualmente respecto al suministro de sosa cáustica, y que constituye todavía hoy una verdadera espada de Damocles suspendida sobre su cabeza.

## CAUSTIFICACIÓN DIRECTA DEL SULFATO SÓDICO

No queremos desaprovechar esta ocasión para dar a conocer las posibilidades que pueden esperarse de esta caustificación, que ha sido intentada en diversas ocasiones con resultados poco satisfactorios.

Este problema fué definitivamente abordado en Alemania durante la primera guerra mundial (1914-1918), cuando las circunstancias obligaron a dicho país a sacar partido de todas sus remesas. La reacción:

$$Na_2SO_4 + CA(OH)_2 = CaSO_4 + 2\,NaOH$$

fué sometida al análisis del cálculo físico-químico y, al propio tiempo, a ensayos experimentales sistemáticos que confirmaron totalmente los cálculos teóricos. Los trabajos realizados fueron publicados más tarde por el profesor Neumann en la «Zeitschrift fur Elektrochemie» del 1.º de marzo de 1921.

Los resultados de los estudios pusieron de manifiesto dos puntos fundamentales:

1.º La caustificación es máxima a baja temperatura, y disminuye al aumentar ésta.

2.º El rendimiento aumenta con la dilución; pasa del 10 % para una disolución doble normal, hasta el 60 % para una decinormal para una temperatura de 15º C.

Si queremos obtener un rendimiento interesante debemos limitarnos a operar con disoluciones diluídas, las cuales, al ser concentradas, presentan, además del gasto de combustible, el inconveniente de que precipitan primeramente el hidrato de cal y, luego, parte del sulfato disuelto, con lo que se altera el equilibrio primitivo y retrograda la caustificación.





De todos modos, creemos que, en el caso en que se emplean disoluciones diluídas de sosa cáustica, como, por ejemplo, en la industria del blanqueo del algodón, esta caustificación del sulfato puede resultar interesante cuando el precio de la sosa cáustica alcanza en el mercado negro valores fuera de razón.

Barcelona, marzo de 1950.

---

*No presentada objeción al trabajo leído del Sr. Soler Carreras, y dada la extensión de los restantes trabajos que figuran en el orden del día, se interrumpe la sesión, para continuarla el día siguiente, a las cuatro de la tarde.*

# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

ACTA DE LA SESIÓN CELEBRADA EL DÍA 31 DE MAYO DE 1950
*(Continuación.)*

*Bajo la Presidencia de D. Carlos Abollado Aribau, y actuando de Secretario D. Juan Miraved del Valle, se abre la sesión a las cuatro en punto de la tarde. El Sr. Presidente concede la palabra al Sr. Aranguren, quien da lectura al siguiente trabajo:*

# N.º 107. - La siderurgia, las calorías, los kilovatios y la energía humana

Autor: D. FÉLIX ARANGUREN SABAS
Ingeniero de Minas

## ANTECEDENTES

Ningún país es tan rico en energía que no sienta preocupación por buscar el máximo aprovechamiento de sus combustibles y sus kilovatios.

La industria siderúrgica es gran consumidora de energía en ambas formas, como combustibles de alto valor y, en general, poco abundantes hasta la fabricación de lingote de acero, y, como energía mecánica, en los procesos de transformación del lingote de acero hasta los productos siderúrgicos comerciales.

De las múltiples razones que existen para concentrar la producción siderúrgica, una de las más importantes es la economía de combustibles y kilovatios-hora, que hace posible dicha concentración, por lo que se aprestan todos los países industriales a seguir esta orientación y acercarse lo más posible a lo que podría hacerse en este sentido en una fábrica siderúrgica de gran producción, técnicamente perfecta.

Debemos señalar la dificultad que se presenta cuando se quieren comparar dos instalaciones siderúrgicas concretas desde el punto de vista de su aprovechamiento energético respectivo, pues siempre serán los datos de partida distintos, y tantísimas las variables que intervienen, que se corre el riesgo de no comparar cosas homogéneas. Así, por ejemplo, la calidad del combustible, la riqueza y características del mineral, el aprovechamiento del gas de hornos de coque y de hornos altos, el procedimiento de obtención de acero, el porcentaje de laminación y la clase de laminados que se produzcan son factores importantes que influyen muchas veces de modo decisivo en los resultados de cada planta siderúrgica.

Por muy difícil que sea el problema, no resistimos a la tentación de abordarlo y de establecer una comparación con los datos a nuestro alcance entre la situación de nuestra siderurgia actual y lo que ésta consumiría en hulla, kilovatios y mano de obra para una producción de 1.000.000 de tn. de acero bruto y una planta siderúrgica moderna con la misma producción.

Cuando se comparan los rendimientos en coque de una planta siderúrgica antigua y otra moderna, si uti-





lizan calidades de hulla semejantes, las cifras son muy aproximadas; ya es distinto cuando, ahondando en el problema, se examinan los rendimientos en subproductos y, sobre todo, se tiene en cuenta el gas sobrante en una y otra planta.

Suele haber ya más diferencia cuando se comparan los consumos específicos de coque por tn. de lingote, aun con las mismas primeras materias y produciendo la misma calidad de arrabio, entre un horno alto antiguo y mal equipo, y de otro moderno; pero esas diferencias son mucho más notables si se tiene en cuenta que el horno alto es gran productor de gas y se comparan los rendimientos que en una antigua planta, y en una planta moderna se sacan a las calorías contenidas en el gas de horno alto.

Las diferencias suelen ser ya enormes en la fabricación de acero, aun para el mismo procedimiento de fabricación, pues entre una planta Siemens antigua con carga sólida, calentada con gas de gasógeno y mal entretenida y proyectada, con escasos regeneradores y entradas de aire falso, y una acerería moderna con carga líquida y bien proyectada y conservada, con combustible líquido o mezcla de gases de hornos altos y hornos de coque (65/35), las diferencias pueden ser colosales.

Por último, el mal aprovechamiento de los gases se traduce, en una planta antigua, en necesitarse emplear nuevo combustible para los hornos de recalentar de los trenes de laminación, por necesitar comprar fuera energía eléctrica suplementaria, etc.

Es decir, que a los consumos totales de combustible de las plantas siderúrgicas habrá que añadir los kilovatios/hora que adquieran en el mercado exterior para tener todo el conjunto energético necesario para llegar a nuestra producción siderúrgica.

En cambio, una planta siderúrgica moderna puede y debe trabajar sin más entrada de combustible que la correspondiente a la hulla necesaria para la fabricación de coque, y pueda, además, tener un sobrante de gas utilizable como tal o convertible en una central térmica en energía eléctrica que pondría a disposición de la Nación, por lo que, para ser justo en la comparación, habría que deducir lo que esto represente de la entrada de hulla en la planta siderúrgica moderna.

## DATOS SOBRE CONSUMOS DE COMBUSTIBLES Y ENERGÍA ELÉCTRICA DE LA SIDERURGIA ACTUAL

Los consumos de combustible actuales se aproximan a 2.000.000 de tns. al año para una producción el año 1949, de 676.000 tns. de acero bruto, que se habrán convertido, aproximadamente, en 500.000 tons. de laminados, lo que hace un consumo de 4.000 kgs. por tn. de laminados, que es, aproximadamente, el consumo que se viene teniendo de estos años (4.060 kgs.) en 1947.

Estableciendo el consumo por tn. de laminados se tiene en cuenta, naturalmente, el mayor o menor grado de aprovechamiento de calor en la propia Siderurgia.

El consumo de kw./hora de aportación exterior a las propias fábricas es del orden de los $230 \times 10^6$ kw./hora al año, cifra que puede fácilmente rectificarse con los datos que pueden aportar las propias industrias o las industrias eléctricas, pero que no creemos disten mucho de la realidad. Por tanto, suponen 460 kw./hora por tn. de laminados.

A los efectos de evitar errores en la comparación, se comprende que deben ser eliminados aquellos consumos de energía eléctrica derivados de la producción de acero en horno eléctrico.

Por tanto, como cifras bastante aproximadas a la realidad, tomamos para nuestro estudio:

2.000.000 de tns. de hulla
$230 \times 10^6$ kw-hora

para una producción de 676.000 tns. de acero, equivalente a 500.000 tns. de laminados.

## DATOS PROBABLES SOBRE CONSUMOS DE COMBUSTIBLE Y ENERGÍA ELÉCTRICA DE LA SIDERURGIA ACTUAL, HACIENDO LA PRODUCCIÓN DE 1.200.000 TNS. DE ACERO

Esta producción de acero ha sido considerada en los estudios paralelos del Consejo Económico Sindical sobre combustibles y sobre siderurgia.

En el primero se cuenta dedicar a siderurgia 3.800.000 tns. de hulla, suponemos que para la mencionada producción; en el segundo, a pesar de decir otras muchas cosas que necesitan las fábricas siderúrgicas para llegar a la citada producción, se olvidan





de señalar la cantidad de hulla necesaria para alcanzar estos fines.

Si consideramos que 1.200.000 tns. de acero bruto nos darán aproximadamente 876.000 tns. de laminados, tomando la cifra del Consejo Económico Sindical, llegaríamos a un consumo de hulla por tn. de laminados 4.337 kgs. No creemos que esto suceda, sino que, por el contrario, se mejoran los 4.060 kgs. de estos últimos años; al aumentar la citada producción, desde luego, no mucho, dada la forma en que se prevé el aumento, a base de pequeñísimos aumentos parciales.

Suponiendo que se baje a 3.750 kgs. el consumo de hulla, para la citada producción sería de 3.285.000 tns. de hulla.

Si, para fines comparativos, y conservando esta cifra de consumo por unidad, la reducimos a una producción de 1.000.000 de tns. de acero y 730.000 tns. de laminados, el consumo de hulla sería de 2.737.500 tns.

En cuanto al consumo de energía eléctrica, la cifra necesaria no será muy distante de 320 $\times$ $10^6$ kilovatios/hora, inferior a la actual de 460 kw./hora/tn. de laminados a 438 kw./hora/tn. de laminados.

## DATOS SOBRE LOS CONSUMOS POSIBLES EN UNA FÁBRICA SIDERÚRGICA MODERNA

Supondremos a una fábrica que haga las siguientes producciones:

1.000.000 tns. de coque
1.000.000 » de arrabio
1.000.0000 » de acero

La producción de 1.000.000 tns. de coque necesitará destilar 1.430.000 tns. de hulla.

Esta producción se destinará 900.000 tns. para los propios hornos altos, y 100.000 tns. para venta al exterior de las fábricas.

Del millón de tns. de arrabio se destinarán 850.000 toneladas para la producción de acero, y 150.000 tns. para el mercado de arrabio.

El millón de tns. de acero se producirá con las 850.000 tns. de arrabio y la propia chatarra producida en la laminación del acero.

El millón de tns. de acero bruto producirán las mismas 730.000 tns. de laminados, supuestas.

Nos ponemos así en condiciones parecidas a nuestra actual siderurgia, que tiene un pequeño sobrante en coque para otros usos y que tiene también algún mercado de arrabio.

Las dos instalaciones que deben tener sobrante de energía, son las de hornos de coque y hornos altos.

La forma más económica y racional de trabajo es la de que la batería de hornos de coque funcione con el gas de hornos altos de manera normal, para que los subproductos de la batería sean aprovechados al máximo, y el gas con poder calorífico superior a las 4.000 Kcal. por $Nm^3$ sea utilizado parcialmente y en mezcla con gas de horno alto en la fabricación de acero y el resto utilizado exteriormente (ya veremos en un estudio complementario lo que consideramos como solución más conveniente en nuestro caso particular).

Los hornos altos deben trabajar de manera que dejen disponible después de su propio consumo, suficiente cantidad de gases para hacer marchar la batería de hornos de coque, los hornos de acero en mezcla con gas de hornos de coque, los diversos hornos de laminación y auxiliares, y una central térmica.

Sobre estas bases podemos establecer los balances siguientes para los dos gases que se produzcan en el proceso siderúrgico:

### Gas de hornos de coque

Producción de gas:

1.430.000 tns. de hulla, a 350 = 500 $\times$ $10^6$ N $m^3$ de gas de 4.000 Kcal/$Nm^3$.

Consumo de gas de hornos de coque:

Para la producción de 1.000.000 tns. de acero en Siemens basculante de gran capacidad, con carga líquida y calentado con mezcla de gases de hornos de coque y hornos altos (35/65), se puede contar un poco más de un millón de Kcal por tn., pero para no pecar de optimistas tomaremos para nuestros cálculos 1.400.000 Kcal por tn. de acero. Utilizando gas (35/65) con un poder calorífico de 2.000 Kcal/$Nm^3$; esto, supone un consumo de 245 $\times$ $10^6$ $Nm^3$ de gas de hornos de coque.

Pérdidas de gas de hornos de coque 5 $\times$ $10^6$ $Nm^3$.

### Gases de hornos altos

Producción:

4.200 $Nm^3$/gas de 900 Kcal, por 1 tn. de coque, lo que para 900.000 tns. de coque hace... ... ... ... ... ... ... ... ... 3.780 $\times$ $10^6$ $Nm^3$/gas 900 Kcal.





Consumos:

| | |
|---|---|
| En la batería de hornos de coque se necesitan 500.000 Kcal. por 1 tn. de hulla destilada, lo que, para 1.430.000 toneladas y con gas de 900 Kcal, representa ... ... ... ... ... ... ... ... | $794 \times 10^6$ Nm³/gas |
| En el propio horno alto, para soplantes, estufas, etc. (25 % de la poducción). | $945 \times 10^6$ Nm³/gas |
| En la fabricación de acero, por el 65 % de la mezcla de gases necesarios para 1.000.000 de tns. de acero... ... ... ... | $455 \times 10^6$ Nm³/gas |
| En los hornos de recalentar previos el tren Blooming, es decir, hornos Pitts, cargados con lingotes calientes 200.000 Kcal/tn. acero ... ... ... ... ... ... ... ... | $222 \times 10^6$ Nm³/gas |
| En los diversos hornos de recalentar previos a la laminación en otros trenes, suponemos pasan 600.000 tns. al año. Una parte de lo que falta son despuntes del Blooming, y la otra, materiales laminados en la misma calda: Estas 600.000 tns. calentadas desde la temperatura ordinaria exigirán, como media 600.000 Kcal/tn. acero, o sea. | $400 \times 10^6$ Nm³/gas |
| Entre pérdidas, y servicios auxiliares como calentamiento de cucharas, estu, secaderos, etc. ... ... ... ... ... ... | $400 \times 10^6$ Nm³/gas |
| *Total consumo gas* ... ... ... ... | $3.216 \times 10^6$ Nm³ |
| Sobrante de gas de hornos altos ... ... | $564 \times 10^6$ Nm³ |

Aunque no creemos que, en nuestro caso particular, sea la utilización más conveniente (según demostraremos más adelante), para facilitar el estudio, supondremos que las calorías disponibles en las dos clases las transformamos en energía eléctrica.

Las calorías disponibles son las siguientes:

| | |
|---|---|
| De $250 \times 10^6$ Nm³ de gas de hornos de coque a 4.000 Kcal. ... ... ... ... ... ... ... | $1.000 \times 10^9$ Kcal. |
| De $560 \times 10^3$ Nm³ de gas de hornos altos a 900 Kcal. ... ... ... ... ... ... ... ... ... | $504 \times 10^9$ Kcal. |
| *Total Kcal. disponibles* ... ... | $1.504 \times 10^9$ |

La fábrica siderúrgica considerada debería estar provista de una central térmica capaz de transformar estas calorías en energía eléctrica.

Una central térmica moderna puede muy bien producir el kw.-hora con 3.500 kcal., por lo que los kw.-hora que podrían producirse son:

$430 \times 10^6$ al año; aproximadamente, la producción del Esla.

Suponiendo que no pueda utilizarse la totalidad, sino un 80 %, quedaría la producción de kw.-hora en $344 \times 10^6$ al año.

Si en la siderurgia actual dispersa hemos considerado como necesario para la producción de 730.000 tns. de laminados el suministro suplementario de $320 \times 10^6$ kw.-hora al año, creemos que la siderurgia concentrada que consideramos podría muy bien no necesitar más que el 90 % de dicha cantidad, o sea, unos $290 \times 10^6$ kw.-hora, de modo que quedase un sobrante para las redes exteriores, con las cuales debe estar conectada para el mejor aprovechamiento enérgico de $54 \times 10^6$ kw.-hora.

## RECAPITULACIÓN DEL BALANCE ENERGÉTICO PARA 730.000 TNS. DE LAMINADOS AÑO

| | |
|---|---|
| Siderurgia actual ... ... ... | 2.737.500 tns. de hulla.<br>$320 \times 10^6$ kw-hora |
| Nueva siderurgia ... ... ... | 1.430.000 tns. de hulla.<br>$54 \times 10^6$ kw-hora-sobrantes |

Diferencias:

| | |
|---|---|
| Hulla... ... ... | 1.307.500 tns. |
| kw-hora ... ... | $374 \times 10^6$ |

Valorando en ptas. la hulla a 160 ptas./tn. y el kw.-hora a 0,25 ptas., tendremos:

| | |
|---|---|
| Ahorro en hulla... ... ... ... ... | 209.200.000 ptas. |
| Ahorro en kw-hora... ... ... ... | 93.500.000 » |
| *Total* ... ... ... ... | 302.700.00 ptas. |

## LA ENERGÍA HUMANA

A juzgar por los datos que tenemos y que serán objeto de comprobación, la población de obreros y empleados de las fábricas que se dedican a la gran siderurgia debe aproximarse a las 15.000 personas.

En una fábrica concentrada, mecanizada y moderna se puede cumplir el programa previsto del millón de tns. de acero bruto al año, con un personal entre obreros y empleados comprendido entre 4.800 y 5.000 personas.

Se puede asegurar que se podría economizar el trabajo de 10.000 personas, muchas de las cuales podrían encontrar trabajo en la minería, en la pequeña metalurgia, que, sin duda, se extenderá, etc.

La economía de 10.000 personas, la media de las cuales es, sin duda, superior a las 12.000 ptas. al año, suponen 120 millones de pesetas, que se añadirían a las economías anteriores.





*CONCLUSIÓN*

El plan de instalación de una nueva siderurgia capaz para un millón de toneladads de acero bruto al año se justifica plenamente, pues, en cualquiera de las dos hipótesis posibles, reporta indudables beneficios a la Nación.

PRIMERA HIPÓTESIS

En el caso de que el mercado admita la producción de la actual siderurgia, y de la nueva, habría suficiente combustible (2.000.000 de tns. para la actual, y 1.430.000 toneladas para la nueva) para las dos, y sólo beneficios se reportarían de la nueva aportación de productos siderúrgicos al mercado en poco más de 400.000 toneladas al año en 900 millones de pesetas de efecto directo, sin contar el efecto multiplicador, es indudable que la aportación de un millón de tns. de acero hecho en condiciones mucho más ventajosas, ha de producir beneficios al país del orden de los 2.000 millones de pesetas al año.

SEGUNDA HIPÓTESIS

En el caso extraordinario de que los productos siderúrgicos fuesen los únicos que presentan regresión en el consuumo nacional y éste se satisfaciere con sólo el millón de toneladas producidas en la nueva siderurgia, el país se ahorraría 422 millones de pesetas al año en los siguientes conceptos:

| | *Pesetas* |
|---|---|
| 1.307.500 tns. de hulla que representan ... ... ... | 209.200.000 |
| 374 × $10^6$ kw-hora que representan ... ... ... ...... | 93.500.000 |
| 10.000 personas que representan... ... ... ... ... ... | 120.000.000 |
| *Total*... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 422.700.000 |

Es decir, que, aun en este caso tan improbable, la Nación habría hecho una buena inversión de dinero si emplea 2.000 millones de pesetas en una nueva siderurgia que satisfaga el programa señalado, ya que esta cifra representa al 21 % del capital invertido y da margen para tener en cuenta imperfecciones, errores, marchas reducidas o anormales, etc.

Valladolid, 27 de febrero de 1950.

---

*Al término de la exposición de este trabajo, el Sr. Presidente dice: Para el mejor orden de la discusión, creo preferible que el Sr. Aranguren continúe en el uso de la palabra y se ocupe de su segundo trabajo, ya que es derivación del primero, para luego examinar todas las conclusiones, en general. Así ganaremos tiempo.*

*Mostrándose la reunión conforme con la propuesta de la Presidencia, vuelve a hacer uso de la palabra el Sr. Aranguren, exponiendo el siguiente trabajo, número 108:*





# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

# N.º 108. - La nueva planta siderúrgica y otros problemas nacionales conexos

Autor: D. FÉLIX ARANGUREN SABAS
Ingeniero de Minas

### BASES DE PARTIDA

Si se quiere hacer algo importante en siderurgia, tiene que ser a base de concentrar al máximo posible, por lo menos, hasta llegar a la producción de los productos laminables en una calda.

En estas condiciones, es necesario contar con hacer en una sola planta 1.000.000 de tns. de coque metalúrgico, 1.000.000 de tns. de arrabio y 1.000.000 de toneladas de acero.

Aparte de las consecuencias que de esta nueva planta se deducirían en la propia siderurgia, resolviendo realmente y sobre bases sanas el problema siderúrgico español, la nueva planta podría tener influencia decisiva para resolver otros dos importantísimos problemas de orden general que tiene la Nación, como son el de los combustibles sólidos y el de los transportes ferroviarios.

En efecto, la concentración siderúrgica que se supone, dejaría libres si se planea mirando la manera de economizar la mayor parte de las calorías posibles y, dentro de éstas, la mayor parte del gas de las baterías de coque, de manera que funcione en su mayor parte con gas de hornos altos, cantidades importantes de gas de hornos de coque utilizables en otros usos fuera de la propia siderurgia.

Un cálculo somero de las cantidades de gas de hornos de coque que podría dejar libres la citada industria siderúrgica lo establecemos del siguiente modo:

Para producir 1.000.000 de tns. de coque, es necesario tratar:

$$1.000.000 : 0{,}7 = 1.430.000 \text{ tns. de hulla.}$$

Descontados alquitranes, aguas amoníacales, aceites ligeros, el gas que puede producir la destilación de esta cantidad de hulla es de 350 $Nm^3$/tn., o sea 500 × $16^6$ $Nm^3$ de gas de más de 4.000 K.Cal, por $Nm^3$ por año.

El consumo propio de la fábrica siderúrgica en gas de hornos de coque puede establecerse de la siguiente manera:

En la propia batería: De modo normal sólo se utilizará gas de hornos altos, o puede dejarse prevista la





utilización parcial de gas de hornos de coque en determinados períodos anormales.

En la fabricación de arrabio: No hay consumo de gas de hornos de coque.

En la fabricación de acero: Con hornos Siemens basculantes de gran capacidad y que trabajen con carga líquida y mezcla de gas de hornos altos y hornos de coque (65/35) como combustible, se puede hacer la tonelada de acero con 1.400.000 KCal., o sea, con una cantidad de gas de mezcla de 2.000 KCal. por $Nm^3$, de 700 $Nm^3$, o sea, 245 $Nm^3$ de gas de hornos de coque, lo que equivale a un consumo anual de $245 \times 10^6$ $Nm^3$ de gas de hornos de coque.

En los hornos Pitts y en los demás hornos de recalentar, así como en calderas, si hiciese falta, se emplearía exclusivamente el gas de hornos altos, por lo que la cantidad anualmente disponible de gas de hornos de coque sería de $255 \times 10^6$ $Nm^3$. Si descontamos posibles pequeñas necesidades y pérdidas, dejaremos la cifra de gas utilizable fuera de la fábrica siderúrgica en $250 \times 10^6$ $Nm^3$.

Si tenemos en cuenta que los carbones que normalmente circulan por el país tienen bastantes cenizas, y el diferente rendimiento en la combustión entre un combustible sólido y un combustible gaseoso, así como las mermas en el transporte y en la parrilla que lleva consigo el combustible sólido y no el gaseoso, no es temerario afirmar que el valor real de utilización de 1 $Nm^3$ de gas de 4.000 KCal./$Nm^3$ es equivalente al de 1 kg. de combustible sólido nacional.

Por tanto, la cifra que queda disponible en gas equivale a 250.000 tns. de carbón en aprovechamiento calorífico verdadero.

## UTILIZACIÓN DE GAS SOBRANTE

Este gas puede transformarse en una central térmica en energía eléctrica y conectarse con las redes eléctricas del país, pero se dan en nuestro país condiciones especiales que hacen pensar si no es más conveniente transportar el gas por tuberías a la zona central, pasando por León y Valladolid hasta Madrid, y suministrar así el combustible a las industrias y poblaciones del camino, y, principalmente, a Madrid.

Nuestro país tiene más razones que Alemania para efectuar el transporte de gases combustibles a distancia. En primer lugar, el combustible sólido está peor lavado, de modo que se transporta inútilmente gran cantidad de estéril; en segundo lugar, nuestro perfil ferroviario y la situación geográfica de las minas, obliga a subir dos fuertes rampas con los vagones cargados hasta Madrid, con lo que se produce gran consumo de combustible en transportar combustible. Por otra parte, por no haber, en general, carga de retorno los vagones que llegan al centro con carbón, vuelven vacíos al punto de origen.

Si se evitase el transporte ferroviario del combustible desde Asturias y León hasta Madrid, ahorraríamos gran cantidad de combustible y dejaríamos libre otra muy importante de vagones y se ayudaría eficazmente a resolver el problema de combustibles y el de transportes, que constituyen, con los siderúrgicos y eléctricos, los cuatro pilares de la economía de todo país civilizado.

Vamos a intentar hacer algún cálculo aproximado sobre cómo podría hacerse y lo que podría costar el transporte hasta Madrid del gas de hornos de coque que hemos considerado sobrante en la nueva siderurgia, y, por otro lado, lo que se ahorra con la supresión del transporte ferroviario del combustible sólido en la misma distancia.

## MODO DE REALIZAR EL TRANSPORTE DE GAS

La manera práctica de hacer este transporte, es comprimir el gas hasta unos 100 kg./$cm^2$, con lo que el volumen se reduce proporcionalmente. Puede emplearse tubería de pequeño diámetro, y, por tanto, mucho más económica, sin dar gran velocidad a los gases en la tubería, por lo que se pierde poca presión en el transporte.

Al llegar al lugar de utilización, se expansiona el gas, lo que permite se aproveche la energía contenida en el gas en un grupo turbina-alternador, y se recupera la energía empleada en la compresión previa realizada para facilitar el transporte (menos lo que representan las pérdidas).

## BASES DEL CÁLCULO

Supondremos que queremos transportar $250 \times 10^6$ $Nm^3$ de gas de hornos de coque al año con un poder





calorífico de 4.000 KCal./$Nm^3$ y peso específico de 0,45 kg./$m^3$ a 0° y 760° mm. de mercurio.

Supondremos que lo comprimimos a 100 kgs./$cm^2$ para el transporte.

Que la velocidad del gas en la tubería es de 1 m./seg.

Que la distancia entre el punto de partida y el de llegada son 500 kms.

Que la diferencia de nivel entre el punto de partida y el de llegada son 700 m.

Necesitamos calcular: diámetro de la tubería, espesor de la tubería, peso de la tubería, energía a la compresión en el punto de partida, pérdida de presión en el transporte, energía recuperable en la estación de llegada, costo aproximado de la instalación.

DIÁMETRO

Volumen de $Nm^3$ de gas a 20° y 100 kgs/$cm^2$.

$$V_{100} = V_o \left(1 + \frac{t}{273}\right) : 100 = V_o \left(1 + \frac{20}{273}\right) : 100 =$$

$$= \frac{273 + 20}{273 \times 100} = \frac{293}{27.300} = 0{,}0107 \text{ m}^3.$$

Los 250 × $10^6$ $Nm^3$, se convertirán en 2,675 × $10^6$ $m^3$ = = 2.675.000 $m^3$.

Si suponemos que este transporte se hace en 360 días, el volumen que se ha de transportar por segundo será 0,086 $m^3$.

Si suponemos una velocidad de 1 m./seg., la sección de la tubería debe ser de 0,086 $m^2$, lo que equivale a un diámetro interior de 0,33 m. = 330 mm.

Como éste es un diámetro muy grande para tubería de tanta presión, que obligaría a utilizar fuerte espesor de pared de tubo, es más práctico utilizar más tuberías de diámetro más pequeño, que den en total una sección equivalente y que, además, permitiría trabajar sin interrupción en caso de avería o limpieza de alguna de las tuberías.

La sección equivalente a un diámetro interior de 330 mm. $\phi$ la podemos conseguir con tres tuberías de 190 mm. de $\phi$ interior.

Seguiremos, por tanto, los cálculos sobre la base de estas tuberías.

ESPESOR

La fórmula que nos da el radio exterior en función del radio interior y de la presión es la siguiente:

$$r_a = r_i \sqrt{\frac{\sigma + p_i}{\sigma - p_i}}$$

en la que

$r_a$ = radio exterior en centímetros; $r_i$ = radio interior en cm.; $\sigma$ = carga unitaria admisible en kgs./$cm^2$; $p_i$ = presión interior en kgs./$cm^2$.

Substituyendo valores tendremos:

$r_i$ = 9,5 cm.
$\sigma$ = 1200 kgs./$cm^2$.
$p_i$ = 100 kgs./$cm^2$.

$$r_a = 9{,}5 \sqrt{\frac{1200 + 100}{1200 - 100}} = 9{,}5 \sqrt{\frac{1100}{1300}} = 9{,}5$$

$$\sqrt{\frac{13}{11}} = 9{,}5 \times \frac{3{,}6056}{3{,}3166} = 10{,}33 \text{ cm.}$$

El espesor será, por tanto, 10,33 — 9,5 = 0,83 cm. = 8,3 mm., o sea, 8,5 mm. Prácticamente se puede poner 10 mm., para tener en cuenta imperfecciones, corrosiones, etc.

PESO

El peso de 1 m. lineal de tubería de 190 × 210 mm. de diámetro interior y exterior es de 49 kgs.

El peso de los 500 kms. sería, por tanto, de 24.500 toneladas.

El peso de los tres tubos será de 73.500 tons.

ENERGÍA NECESARIA A LA COMPRESIÓN EN EL PUNTO DE PARTIDA

Gas de hornos de coque:

Peso específico = 0,45 kgs./$m^3$

$$V_o = \frac{1}{0{,}45} = 2{,}22 \text{ m}^3/\text{kg.}$$

$$R = \frac{10.330 \times 2{,}22}{0{,}273} = 84$$

700 m. de diferencia de nivel equivalen a 0,78 m. de columna de agua.

$$\tau = \frac{n}{n\text{-}1} \times P_1 \times V_1 \,.\, 4 \,.\left( \left(\frac{P_8}{P_1}\right)^{\frac{n\text{-}1}{4n}} - 1 \right) \text{ kgm.}$$

$n = 1{,}3$; $P_1 = 10.000$ kg./m²; $V_1 = 1$ m³;

$P_8 = 1.000.000$ kg./m².

$$\tau = \frac{1{,}3}{0{,}3} \times 10.000 \times 4 \left( \left(\frac{1.000.000}{10.000}\right)^{\frac{0{,}3}{5{,}2}} - 1 \right) \text{ kgm.}$$

$$\tau = 4{,}33 \times 10.000 \times 4 \left( 100^{\frac{0{,}3}{5{,}2}} - 1 \right) \text{ kgm.}$$

$$\frac{0{,}3}{5{,}2} = 0{,}05769$$

$$100^{\frac{0{,}3}{5{,}2}} = 100 = \text{antilog de } (0{,}05769 \times 2) = \text{antilog } 0{,}11538 = 1{,}43$$

$$\tau = 4{,}33 \times 40.000 \times 0{,}304 = 52{,}652 \text{ kg./m.}$$

Si suponemos que se aspira 1 m³ por segundo y que el rendimiento total es 0,7, la potencia necesaria en HP será:

$$\frac{52.652}{75 \times 0{,}7} = 1.000 \text{ HP. ó sea } 1.000 \times 0{,}736 = 736 \text{ Kw.}$$

Como el volumen que precisa comprimir, en condiciones normales, es de $250 \times 10^6$ Nm³ al año, lo que suponiendo 360 días de trabajo hace 8 Nm³ por segundo, la potencia necesaria será de $8 \times 736 = 5.888$ kw., o sea, 5.900 kw. aprox.

El consumo anual de energía será:

$$5.900 \times 8.640 = 50.976.000 \text{ kw-hora.}$$

La mayor parte de esta energía, como veremos, será recuperada en la estación de llegada.

## PÉRDIDA DE PRESIÓN EN EL TRANSPORTE

Esta pérdida para tubería recta se puede calcular por la fórmula:

$$P = \frac{2}{d} \times l \times \delta \times \alpha \times v^2$$

$P$ = pérdida de presión en kgs./m².
$d$ = diámetro en m.
$l$ = longitud en m.
$\delta$ = peso específico del gas comprimido.

$$\alpha = 0{,}000507 + \frac{0{,}00001294}{d}$$

$d$ = 0,190 m.
$l$ = 500.000 m.
$\delta$ = 42 kgs./m³.

$$\alpha = 0{,}000507 + \frac{0{,}00001294}{0{,}190}$$

$v = 1$

$$P = \frac{2}{0{,}190} \times 500.000 \times 42 \times 0{,}000565 = 12{,}4582 \text{ kg./m}^2. = 12{,}5 \text{ kg./cm}^2.$$

La presión a la llegada sería 100 — 12,5 = 87,5 kgs./cm². y por tanto la pérdida de un 12,5 %.

## ENERGÍA EN EL PUNTO DE LLEGADA

La expansión del gas en el punto de llegada nos podría producir teóricamente un 12,5 % menos de energía que la gastada en comprimirlo.

Si suponemos un 70 % de rendimiento total en la expansión, la energía recuperable sería el 70 % del 87,5 % de la gastada, o sea, el 61,25 %.

Si tenemos en cuenta posibles fugas, codos, cambios de sección, etc., prácticamente se podrá recuperar aproximadamente un 50 %, o sea, una potencia de 2.950 kw. y una energía anual de 25.488.000 kw.-hora.

## COSTO APROXIMADO DE LA INSTALACIÓN

Sin más trascendencia que la de dar un orden de magnitud de la inversión necesaria para realizar esta instalación, podemos establecer las siguientes cifras:

| | |
|---|---|
| Costo de la instalación de compresión a 100 kgs./cm², con 5.900 Kw. de potencia instalada, a 2.000 ptas. Kw ... | 11.800.000,— ptas. |
| Costo de la tubería instalada 73.500 toneladas, a 6.000 ptas./tn.... ... ... ... | 441.000.000,— ptas. |
| Costo de la instalación de recuperación de energía con 2.950 Kw. instalados, a 2.000 ptas./Kw. ... ... ... ... ... ... ... | 5.900.000,— ptas. |
| *Total* ... ... ... ... | 458.700.000,— ptas. |

## COSTO APROXIMADO DEL TRANSPORTE

El costo estará integrado, casi exclusivamente, por el interés y amortización del capital invertido y el costo de la energía eléctrica empleada en el transporte, ya que por la índole de la instalación, los gastos de personal, materiales, etc., serán insignificantes.

| | |
|---|---|
| Si suponemos un 10 % anual para intereses y amortización del capital invertido, tendremos, por el primer concepto ... ... ... ... ... | 45.870.000 ptas. |
| El costo de 25.488.000 Kw-hora, a 0,25 pesetas el Kw-hora ... ... ... ... ... ... ... | 6.372.000 ptas. |
| Otros gastos ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 5.838.000 ptas. |
| *Total costo anual* ... ... ... ... | 58.080.000 ptas. |





## COSTO DEL GAS EN MADRID

Depende del precio a que se le pague el $Nm^3$ de gas a la fábrica siderúrgica.

Es un buen precio para ésta el que se le pague al mismo precio que el kg. de carbón.

En este caso, con un precio de 160 ptas./tn. de hulla bruta, tendremos el precio, que será:

| | |
|---|---|
| A abonar a la fábrica siderúrgica ... | 0,16 ptas./$Nm^3$ |
| A abonar por el transporte ... ... ... | 0,23 ptas./$Nm^3$ |
| *Precio en Madrid* ... ... | 0,39 ptas./$Nm^3$ de gas. |

Actualmente se paga el $Nm^3$ de gas en Madrid a 1,40 ptas., por lo que la diferencia es de 1 pta./$Nm^3$.

El beneficio en principio realizable sería, por tanto, de 250 millones de pesetas al año, a los que habría que descontar el pago a «Gas-Madrid» de lo que represente la utilización de sus redes de distribución, sus gastos generales, etc.

Aunque se descontasen 50 millones de pesetas, para toda clase de gastos imprevistos y todos los pagos que se hiciesen a «Gas-Madrid», quedaría una cifra del orden de los 200 millones al año.

## BENEFICIO QUE REPORTARÍA AL PAÍS

Aunque los beneficios sociales sean magníficos, esto puede ser una consecuencia del precio excesivo del gas, y los beneficios de orden general podrían no ser tan interesantes. Sin embargo, en primer lugar, tendríamos un ahorro de combustible al eliminar todo el combustible que gasta la «Renfe» en transportar combustible que, en gran proporción, contiene cenizas, con lo que se llega al absurdo de que se gasta combustible de buena calidad y en briquetas para transportar cenizas estériles.

Según la media de consumo de «Renfe», éste es de 115 gr./tn./km. arrastrada, incluyendo en el peso arrastrado el peso útil y la tara de los vagones.

Un vagón de 20 tns. de carga útil, tiene 11 tns. de tara, o sea, un 50 %, aproximadamente.

Un tren de 25 vagones transportaría 500 tns. de carbón con el 20 % de cenizas, o sean, 400 tns. de carbono, y el peso del tren sería de 750 tns. arrastradas.

Si suponemos un arrastre de 500 kms., el consumo de este tren sería de 0,115 × 750 × 500 = 43.125 kgs. = 43,125 tns.

El consumo en el viaje de vuelta vacío sería una tercera parte, o sean, unas 15 tns.

Total de consumo sería 60 tns., lo que, sobre 400 tns. de carbono útil transportado, representa un 15 % y, sobre el tonelaje con cenizas incluídas, representa un 12 %.

El transporte anual de carbón a Madrid se puede cifrar en:

420.000 Tns. antracitas.
141.000 Tns. hullas.
71.000 Tns. hullas para fábrica de gas.
6.000 Tns. coque.

De estas cifras, unas 100.000 tns. proceden de la región de Puertollano, por lo que el transporte que queda para la zona Norte sería de unas 530.000 tns. año.

El transportar este carbón supone 65.000 tns. más de carbón que podrían ser totalmente economizadas, al traer todo por tubería, pero, aplicando sólo a las 250.000 tns. substituíbles, el ahorro de carbón sería de 30.000 tns.

En cuanto al costo medio del transporte, sólo la tarifa de ferrocaril media entre Ponferrada y Madrid, Ujo y Madrid, y Guardo y Madrid, supone 100 pesetas/tn., a lo que habría que añadir el transporte hasta vagón y el transporte desde vagón a consumidor, que es cifra importante.

Aún si no consideramos más que la primera cifra, tendríamos para las 250.000 tns. substituídas un valor de 25 millones de pesetas.

En segundo lugar, la media de transporte anual de un vagón de 20 tns. desde Ponferrada-Asturias, hasta Madrid, es de 2 ½ viajes; un vagón transporta 50 tns. de carbón al mes y, por tanto, al año 600 tns.

El número de vagones que se necesitarían para transportar 250.000 tns. es, por tanto, de 420 vagones, que quedarían totalmente libres, sin tener que hacer viajes en vacío, y dedicados a transporte normal.

Por último, quedaría parada la fábrica de gas, ahorrándose la diferencia entre los costos de la destilación en la fábrica de gas de Madrid y su rendimiento en subproductos, y los que obtendría una batería moderna de capacidad muchísimo mayor.





Puede augurarse que esta diferencia no bajará de las 100 ptas./tn. de hulla, lo que representan para 71.000 tns. de hulla que destila 7.100.000 pesetas.

El país se ahorraría, por tanto, las siguientes cantidades:

| | PESETAS |
|---|---|
| Por menor consumo de 30.000 tns. hulla, a 200 ptas./tn. ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 6.000.000 |
| Por supresión transporte ... ... ... ... ... ... ... ... | 25.000.000 |
| Por supresión fábrica de gas ... ... ... ... ... ... ... | 7.100.000 |
| *Total* ... ... ... ... ... ... ... | 38.100.000 |

A esto habría que añadir lo que representa el dejar libres para otros transportes 420 vagones de 20 tns. de carga útil y lo que representan los transportes desde ferrocarril a domicilio, que no hemos considerado.

Aun poniendo poco por ambos conceptos, suponen otros 12 millones más, o sea, que ahorraríamos al país unos 50 millones de pesetas anuales.

## *RESUMEN*

Como conclusión de este trabajo podemos señalar lo siguiente:

1.º La construcción de una gran planta siderúrgica moderna para 1.000.000 de tns. de coque al año, puede dar origen a un sobrante de gas de hornos de coque, importante, equivalente a unas 250.000 tns. de carbón.

2.º Este gas puede ser transportado a la zona Centro y, principalmente, a Madrid. Las condiciones que se presentan en nuestro país son tales que este transporte de gas a distancia está mucho más justificado que en Alemania, donde se realiza con excelente éxito.

3.º Tanto la empresa que realizase este programa, como el país en su conjunto, obtendrían grandes beneficios, al ahorrar combustible y dejar vagones y tráfico libre para otros transportes necesarios.

Madrid, 10 de marzo de 1950.

---

*El Sr. Presidente de la Sección, una vez finalizada la lectura de los trabajos del Sr. Aranguren, cuyos textos preceden, expone su criterio de que debe entrarse seguidamente en el examen de la Ponencia titulada EL PROBLEMA SIDERÚRGICO NACIONAL. EL DE OTRAS METALURGIAS, íntimamente relacionado con aquéllos, con lo que se facilitará la obtención de conclusiones que recojan los criterios que se expongan.*

*Así se acuerda, y el Presidente pide al Secretario que proceda a la lectura de dicha Ponencia, en cuya preparación intervinieron los ingenieros que a continuación se relacionan:*

*Presidente: D. Eustaquio Fernández Miranda. Ingeniero de Minas.*
*Secretario: D. Justino Bernard Méndez. Ingeniero Industrial.*
*Vocales: D. Félix Aranguren Sabas. Ingeniero de Minas.*
*D. Luis del Campo Olavarría. Ingeniero de Minas.*
*D. José Campmany Arbat. Ingeniero Industrial.*
*D. Juan Antonio Cerrada. Ingeniero Naval.*
*D. Rafael Crespo Rodríguez. Ingeniero Naval.*
*D. José García Agustín. Ingeniero de Caminos.*
*D. Francisco Herrero Egaña. Ingeniero de Minas.*
*D. Luis Martín de Vidales. Ingeniero de Caminos.*
*D. Dimas Menéndez Magdalena. Ingeniero Industrial.*
*D. Juan José Miraved del Valle. Ingeniero de Minas.*
*D. Fernando Serrano López. Ingeniero Industrial.*
*D. Francisco Torras Serratacó. Ingeniero Industrial.*

*El Secretario lee la Ponencia, que es la siguiente:*

# GRUPO V
## SECCIÓN 2.ª

# El problema siderúrgico nacional. El de otras metalurgias
## (PONENCIA)

### I.—SIDERURGIA

### PREÁMBULO

La extensión y amplitud de la Ponencia, unidas a la gran repercusión que el acero y los metales tienen en el engranaje económico del país, y ser ellos base del resurgimiento industrial, obligan a que muy a pesar del espacio restringido de que, para redactar las conclusiones, se dispone, éstas se consignen con detalles y aclaraciones que, antecediéndolas, las justifiquen, aunque sea someramente. Se omiten los trabajos aportados, abundantes y con riqueza de datos estadísticos en extremo interesantes (pues publicaciones incluso técnicas no los consignan) y razonamientos expuestos por ingenieros en muchos años de experiencia, en todas las facetas de esta industria, trabajos todos que merecerían ser impresos para su difusión y estudio.

Es fundamental en un conjunto armónico, establecer un punto de partida y un jalón que conseguir en primera etapa, por desenvolvimiento creciente del potencial y equipo industrial, e interesa recalcar que no se consigna la palabra meta y sí jalón, pues aquélla parece poner un fin en su llegada, y las conclusiones de la Ponencia tienden a establecer las condiciones y fijar los medios precisos para al llegar... seguir.

La Ponencia trabajó en sus reuniones, por el procedimiento de aproximaciones sucesivas, es decir, que si se comenzó por el estudio de primeras materias (carbones, minerales, etc.) en la obtención de ellas y de su incremento, no se perdieran de vista su transformación, sus necesidades y su lógico perfeccionamiento y desarrollo, así como también la demanda futura del mercado, posibilidades del consumo y el incremento lógico que un plan de industrialización exigirá.

Las conclusiones de la Ponencia se establecen para ser desarrolladas el próximo decenio, es decir, para alcanzar las cifras que más adelante se detallan en el año 1960, y para, además, obtenerlas sin desfases antieconómicos, entre los diversos eslabones que forman la cadena del proceso siderúrgico.

Un período más corto por su menor dimensión agigantaría unos eslabones respecto de otros; un período más largo daría cifras finales cuyo desvío con la realidad inducirían a grandes errores.

## NECESIDADES PREVISIBLES

Comparando la producción en España de energía eléctrica, carbón y acero por habitante en años destacados, resultan las cifras siguientes:

| Año | Habitantes | Kw/h. | Carbón Kg. | Acero Kg. |
|---|---|---|---|---|
| 1914 ... ... ... ... | 20.200.000 | 75 | 215 | 22,5 |
| 1920 ... ... ... ... | 21.000.000 | 90 | 276 | 30 |
| 1929 ... ... ... ... | 23.300.000 | 110 | 322 | 43 |
| 1940 ... ... ... ... | 25.800.000 | 140 | 364 | 26,3 |
| 1947 ... ... ... ... | 27.500.000 | 202 | 428 | 20 |

Llama a primera vista la atención que, frente a una regularidad en los aumentos de población, de producción de energía eléctrica y de carbón, se presentan grandes oscilaciones en la producción, y un poco desfase en el consumo de acero, más por otra parte, la actual intervención sobre la distribución de productos siderúrgcos, obliga a estimar que la demanda anual, representada por la suma de todos los pedidos cursados, arrojaría una cifra que en el momento presente sería deseable alcanzar. Superar el índice de consumo de acero por habitante, con la producción nacional, respecto a los índices alcanzados en cualquier año anterior, es el fin y objeto de las propuestas de la Ponencia.

La demanda oficial no satisfecha en 1947 (según datos oficiales), ha llegado a la cifra de 1.149.600 toneladas de acero laminado, lo que supondra, de haberse alcanzado tal producción, un consumo de 42 kgs. de acero por habitante.

Las cifras oficiales y, por tanto, la cartera de pedidos cursados a las fábricas, están hoy día aumentadas sobre la demanda real del mercado, por el temor general o peticionario a ver mermado el pedido en parte proporcional o a la producción obtenida respecto a la proyectada o al coeficiente de preferencia que corresponda a la obra y empleo a que se destine el acero.

El crecimiento de la población de España, permite estimar en 30.000.000 el número de habitantes para el año 1960.

De los estudios llegados a la Ponencia y, en particular, de las curvas de tendencia y del conocimiento, aunque incompleto, que se tiene de los planes de industrialización, se estima poder aconsejar:

### *CONCLUSIÓN I*

Que la industria siderúrgica debe prepararse para que, en el año 1960, pueda poner a disposición del país, de manera normal, la cifra de 1.500.000 toneladas de acero bruto. Esta cifra representaría en aquel año un consumo por habitante de 50 kgs. de acero.

## CONCLUSIONES SOBRE POTENCIALIDAD PRESENTE Y FUTURA POR LO QUE A INSTALACIONES SE REFIERE EN NUESTRAS FÁBRICAS SIDERÚRGICAS

Se deduce del Anexo adjunto, relativo a potencialidad presente y futura, por lo que a instalaciones se refiere, de nuestras fábricas siderúrgicas, según datos suministrados por éstas:

### *CONCLUSIÓN II*

Las actuales fábricas siderúrgicas están preparadas, por lo que a sus instalaciones se refiere, para dar con holgura el 1.500.000 toneladas de acero bruto, que supone un consumo de 50 kgs. de acero por habitante y que ha sido señalado como meta de producción en la conclusión anterior, si se las atiende debidamente en suministros de primeras materias, divisas necesarias para la conservación, modificación y ampliación de sus instalaciones (aclarando que estas últimas son de mínima importancia en lo que a acererías se refiere), y si se crea un clima social estimulante de la producción.

## CONCLUSIONES SOBRE CARBONES

RESERVAS.

Aunque éstas tomadas en conjunto, sean de bastante importancia, conviene señalar que las hullas adecuadas para la fabricación de coque metalúrgico son, desde luego, escasas, y que el porvenir de las mismas se presenta con iguales características de escasez.

PRODUCCIÓN ACTUAL TOTAL DE HULLA.

Se ha tomado como orientación la cifra de 10.944.000 toneladas que figuran en el estudio de plan para au-





mentar la extracción de carbón desarrollado en el último pleno del Consejo Económico Sindical como aspiración para el año 1951, ya que dicho estudio va avalado por el asesoramiento del 90 % de las empresas productoras.

Del indicado estudio también se ha tomado la cifra de 3.800.000 toneladas que se asigna a la industria siderúrgica, si bien precisa aclarar que, en realidad, entendemos que dicha cifra se refiere a la industria siderometalúrgica completa y que es, en su totalidad, hulla.

Tomando la misma proporcionalidad entre el carbón total suministrado a la siderometalurgia y el empleado en fabricación de coque durante los años 1948, se ha deducido para el 1951 la cantidad total de hulla para coque y se ha obtenido la cifra de 2.147.000 toneladas.

Posibilidades futuras.

A título tan sólo de orientación, pues las dos etapas de expansión previstas por el trabajo antes aludido no desarrollan dicho plan de expansión ni indican los medios necesarios para conseguir las producciones allí indicadas, ni tampoco si el consumo previsible está en relación con las producciones que se desee lograr, indicamos que las cifras previstas para producción del total de carbón para los años 1956 y 1960 son de 20 y 25 millones, respectivamente.

Por proporcionalidades análogas al caso anterior se han determinado las producciones de hulla, que son:

| | |
|---|---|
| Año 1956 ... ... ... | 12.708.000 Tns. |
| " 1961 ... ... ... | 14.886.000 " |

y, análogamente, las cantidades de hulla correspondientes a la siderometalurgia que dan las cifras de 4.409.676 tons. y de 5.165.462 y, asimismo, las de hulla destinable a fabricación de coque metalúrgico, cuyas cifras son 2.491.467 y 2.918.486.

No obstante haber recogido las cifras deducidas de los estudios anteriormente citados, es obligado hacer constar que la progresión de los aumentos efectuados, logrados a partir de 1947, no responden en su porcentaje a estas previsiones.

Calidades.

La fabricación actual de coque metalúrgico se verifica hoy aprovechando todas las asignaciones que se hacen a la indicada industria en hullas adecuadas o no, y que, según datos estadísticos del año 1947, dan las siguientes proporciones:

| | |
|---|---|
| Hullas específicas de coque ... ... ... ... ... ... ... ... | 30,3 % |
| » intermedias entre gas o coque ... ... ... ... ... | 23,2 % |
| » poco indicadas para fabricación de coque... | 26,5 % |

Según clasificaciones hechas sobre datos estadísticos de 1947, la proporcionalidad de hullas específicas de coque en el total de hulla, es del orden de 18 %, incluído granos y menudos, pero teniendo en cuenta sólo que el menudo es de 13,4 %.

Se podría, pues, contar con las siguientes disponibilidades teóricas de menudos específicos para coque, si ellos se destinasen íntegra y exclusivamente a dicho objeto.

| | |
|---|---|
| Año 1951 ... ... ... | 1.486.496 |
| " 1956 ... ... ... | 1.702.872 |
| » 1961 ... ... ... | 1.994.724 |

Ahora bien, actualmente las fábricas siderúrgicas no reciben la totalidad de estos menudos para sus plantas de coquización, sino tan sólo un 72 % de los mismos, con lo cual las anteriores entregas quedarían reducidas a las siguientes:

| | |
|---|---|
| Año 1951 ... ... ... | 1.079.941 |
| " 1956 ... ... ... | 1.253.208 |
| " 1961 ... ... ... | 1.467.998 |

Como la producción prevista en baterías para plazos próximos de un conjunto de una posible destilación de 3.000.000 de tons. de hulla al año, en números redondos, se ve la manifiesta escasez de hullas específicamente apropiadas para obtener un buen coque en la cuantía que dibujan las próximas ampliaciones de baterías y la necesidad de recurrir a la mezcla con hullas de las más apropiadas para remediar aquella escasez dentro de las posibilidades nacionales, y, por todo ello, procede:

## *CONCLUSIÓN III*

1.º Reservar el máximo posible de menudos específicamente para coque para este exclusivo objeto, ya que ni aun con el plan máximo de expansión de producción de hulla en el que se llega a producir alrededor de unos 15.000.000 de tons. anuales podrán alimentarse las baterías siderúrgicas más que con





1.900.000 tons. de las aptas para coque, y su capacidad de consumo es del orden de los dos millones y medio.

2.º Organizar un estudio y experimentaciones sistemáticas que, comenzando por una clasificación científica de los carbones, termine por concretar sus tipos más racionales para las mezclas, indicando cuáles deben ser éstas y manera de realizarlas, así como concrete cuáles pueden ser las cifras totales de hullas utilizables para fabricación de un buen coque metalúrgico.

3.º Paralelamente, se deben tipificar los métodos de ensayo que definen un buen coque siderúrgico y, finalmente, reflejada la situación de verdadera escasez de hullas para coque, no queda más que indicar la conveniencia de que la industria consumidora procure, por todos los medios, el ahorro de este combustible.

## MINERALES DE HIERRO

De los antecedentes recogidos sobre este particular se deducen las siguientes conclusiones:

### Reservas.

Las reservas que tiene el país se cifran en un tonelaje no inferior a los 655.000.000 de tons., pero, desgraciadamente, muchas de estas reservas están diseminadas y no forman cotos industriales, y otras muchas están sin estudiar a fondo sus posibilidades en cuanto a composición química y física, su posible explotación, su transporte hasta los centros de consumo, etc.

Hay todavía algunas reservas utilizables en la fabricación de acero Bessemer en la zona Vizcaya-Santander, en Granada y en Minas del Rif; el resto de las reservas minerales no es utilizable para su tratamiento por el proceso Bessemer.

### Producción.

La producción actual de 2.515.252 tons. en 1948, y de 2.804.293 tons. el año 1949, es superior al consumo hecho por nuestra siderurgia, y se ha dedicado un contingente para la exportación: 843.000 tons. y 1.060.000, respectivamente.

### Posibilidades futuras.

El criadero hasta la fecha más importante de Vizcaya-Santander, está en decadencia, en cuanto a minerales más calificados.

Además, son importantes las posibilidades actuales en la zona de Teruel, en la de Granada y Marruecos.

En cuanto a posibilidades futuras, son las de la zona Asturias-León-Galicia las que tienen mayor interés por la importancia de sus reservas, pero es obligado advertir que, para llegar a la utilización industrial de estos criaderos, será preciso el estudio detallado de los mismos y, dadas las dificultades que su tratamiento presenta, será también necesario utilizar una técnica adecuada que será preciso poner a punto.

### Calidades.

Mientras la siderurgia se base en los minerales de la zona de Vizcaya-Santander o en las ya conocidas en su comportamiento como los de Granada y Teruel, no se presentará problema grave, pero, cuando se dé entrada en cantidades importantes a los minerales de la zona Asturias-León-Galicia, habrá que hacer una preparación previa especial del lecho de fusión, y llevar en el horno alto una marcha especial, y producir un arrabio básico con bastante fósforo y azufre, si se quiere trabajar con un consumo de coque razonable, que, de otra forma, haría quizá prohibitivo el tratamiento.

Como resumen que refleja esta situación llegamos, por tanto, a consejar:

### *CONCLUSIÓN IV*

1.º Que se estudien a fondo los criaderos de hierro que puedan servir para el futuro abastecimiento de la industria siderúrgica.

2.º Que la industria siderúrgica considere la conveniencia de tomar las medidas necesarias para tratar económicamente estos minerales; medidas que también mejorarían el tratamiento de los actuales y entre las que destacan, por su importancia y su influencia en la disminución del consumo específico de coque, la preparación y mezcla de minerales y mejora del lecho de fusión completa y la sinterización de los menudos, así como cuantos avances e innovaciones técnicas sean aplicables al mejor beneficio de estos minerales.





## PRODUCTOS AUXILIARES

La necesidad de un mejoramiento completo de todos los productos que complementan la marcha de las fábricas siderúrgicas y de sus instalaciones, obliga a llamar la atención, por cuanto, muchas veces, el ritmo de trabajo disminuye o se paraliza por falta de elementos secundarios.

El principal elemento que consideramos, es el material refractario.

## REFRACTARIOS

Incluímos un cuadro de consumo específico de material refractario con datos prácticos, de acuerdo con las calidades verdad de refractarios españoles utilizados y con las condiciones de producción siderúrgica efectivas, comparativamente a algunos datos técnicos conocidos. Resúmese éste en otro de consumo por tonelada de laminado..., influído indudablemente por venta de coque de lingote y de acero efectuadas directamente al mercado.

A los fines de efectuar alguna estimación sobre la demanda indirecta «siderúrgica» de combustible que éste representa (aparte de sus primeras materias naturales de elaboración, a veces, no de origen nacional —refractarios especiales— o no de la calidad ideal precisada), incorporamos un cuadro orientativo de los consumos específicos habituales, técnicamente, por tonelada de refractario.

KILOS DE MATERIAL REFRACTARIO CONSUMIDO POR TONELADA

*Talleres Coque, Hornos Altos, Aceros, Laminación*

| INSTALACIÓN | SÍLICE | | ALUMINOSO | | ESPECIAL | | TOTAL | | OBSERVACIONES |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Práctico | Teórico | Práctico | Teórico | Práctico | Teórico | Práctico | Teórico | |
| *Hornos de coque* | | | | | | | | | |
| Hornos OTTO ... | 0,78 | — | 1,3 | — | — | — | 2,11 | — | |
| *Hornos Altos* | | | | | | | | | |
| Horno a)... ... ... | — | — | 11,94 | — | — | — | 11,94 | — | |
| » b)... ... ... | — | — | 7,02 | — | — | — | 7,02 | — | |
| » c)... ... ... | — | — | 8,77 | — | — | — | 8,77 | — | |
| Conjunto ... ... ... | — | — | 8,70 | — | — | — | 8,70 | — | |
| *Hornos de acero* | | | | | | | | | |
| Conjunto 4 H. ... | 13,80 | 10-15-17 | 12,— | 6,42 | 2,8 | 0,8-1,2 2,6 | 28,60 | — | Datos teóricos *Warmestelle, Dusseldorf* y *Consett.* |
| *Laminación* | | | | | | | | | |
| Conjunto ... ... ... | 3,85 | — | 7,50 | — | — | 11,35 | 11,35 | — | *Iron Co.* (1947) respectivamente. |

KILOS DE MATERIAL REFRACTARIO CONSUMIDO POR TM. DE LAMINADO

| CONCEPTO | Sílice | Aluminoso | Especial | TOTAL | OBSERVACIONES |
|---|---|---|---|---|---|
| Laminado útil ... ... ... ... | 3,85 | 7,50 | — | 11,35 | Rendimiento 100 % |
| Acero ... ... ... ... ... ... ... ... | 17,20 | 15,00 | 3,50 | 35,70 | » 80 % consumo 1.250 K/T laminado |
| Lingote ... ... ... ... ... ... | — | 8,00 | — | 8 00 | » 95 % » 920 » » |
| Coque ... ... ... ... ... ... ... | 0,79 | 1.34 | — | 2,13 | » 100 % » 1.010 » » |
| *Total* ... ... ... ... | 21,84 | 31,84 | 3,50 | 57,18 | |





| FÁBRICAS | TIPO DE HORNO | MATERIAL FABRICACIÓN | | | CONSUMO MEDIO | OBSERVACIONES |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Sílice | Aluminoso | Especial | | |
| *Fabricantes franceses:* | | | | | | |
| Calcinación materias primas ... ... ... ... ... ... | Hornos de gasógeno o rotativos discontinuos... ... ... | 130 | 120 | — | 125 | Para hornos a carbón 50 % aumento comb. |
| Cocción ... ... ... ... ... | Hornos continuos ... ... ... | 200 | 140 | — | 170 | |
| | | 330 | 260 | — | 295 | |
| *Fabricantes alemanes:* | | | | | | |
| Didier-Duisburg ... ... ... | Hornos de cámaras de carbón, continuos ... ... ... | — | 220 | — | 220 | |
| Didier Wiederdollendorf... | Hornos circulares de gasógeno, discontinuos ... ... | 220 | 190/210 | 240/260 | 225 | |
| Veitcher Magnesit-Werke Austria ... ... ... ... ... | Hornos discontinuos ... ... | — | — | 320/350 | 335 | |
| *Fabricantes españoles:* | | | | | | |
| La Industria ... ... ... ... | Hornos de carbón, discontinuos ... ... ... ... ... .. | 700 | 500 | — | 600 | |

### *CONCLUSIÓN V*

Se estima conveniente recomendar que la siderurgia necesita en España que el producto refractario sea fabricado con las calidades débiles y con un sentido de mayor responsabilidad que el que hasta el presente preside los productos que en el mercado aparecen generalmente.

### SUMINISTRO ELÉCTRICO

Independientemente de las consideraciones que sobre la posibilidad de aprovechamiento de calorías presenta un ciclo completo siderúrgico, para mantener un ritmo de producción de acero adecuado, es preciso que la energía eléctrica, en su suministro, no sufra las presentes alteraciones, en el futuro.

### *CONCLUSIÓN VI*

El plan siderúrgico nacional, tanto en su aspecto de consumo como de producción de energía eléctrica, habrá de formarse en estrecha conexión con el plan eléctrico nacional, por mutuo influjo, a fin de asegurar en cantidad, oportunidad y características normales y sin interrupciones, el suministro de energía eléctrica a los elementos de producción que la requieran con la exigencia paralela a la modernidad de los elementos y de los procesos siderometalúrgicos adoptados.

### EQUIPO INDUSTRIAL

Deberá considerarse la necesidad que tiene la industria siderúrgica del conjunto de otras que con su producción auxilian a su equipo, y la necesidad, tal vez no circunstancial, de la aportación de la técnica extranjera cuando los perfeccionamientos exclusivos o característicos de fabricación así lo exijan, para mejorar aquella producción.

Es imprescindible esta aportación para que los proyectos de perfeccionamiento de instalaciones y de conservación de las mismas sean realidad.

### *CONCLUSIÓN VII*

Deberán otorgarse las máximas facilidades y alentar toda industria auxiliar cuya producción específicamente, en parte, mantenga las instalaciones siderúrgicas, y otorgar máxima preferencia para la importación de aquellos recambios o elementos cuya construcción no resulte económicamente factible en España.

Téngase en cuenta que, desde el año 1931, por la crisis industrial, hasta el 36; del 1936 a 1939, por la guerra civil; a partir desde esta última hasta casi la fecha, ha habido imposibilidad de renovar las instalaciones, muchas de ellas con más de 20 años de explotación, sino de atenderlas debidamente por falta de





repuestos eléctricos y mecánicos que, tradicional y forzosamente, eran importados.

## FERROALEACIONES

GENERALIDADES.

No es posible pensar en una ampliación importante de nuestra producción siderúrgica, sin aumentar paralelamente la fabricación de ferroaleaciones.

De éstas destacan por su importancia el ferromanganeso y el ferrosilicio, sin que esto quiera decir que no haya que prestar atención a otras ferroaleaciones, como ferrotungsteno, ferromolibdeno, ferrovanadio, e incluso el silicio metal.

Trataremos principalmente de los dos primeros, cuya fabricación es ya antigua en nuestro país.

FERROMANGANESO.

*Primeras materias.*—En explotaciones regulares que sean de alguna importancia, no hay más que las minas de manganeso de la provincia de Huelva, y también de Ciudad Real y Murcia, que precisan su ordenación.

En cuanto a reservas, no es fácil cifrarlas, pero sin ser extraordinarias parece pueden resistir un ritmo de explotación de 24.000 tns. al año, que es lo que se ha hecho como máximo estos últimos años.

En cuanto a posibilidades de explotación, no parece, por el momento, que pueda excederse dicho ritmo.

La calidad del mineral es pobre; difícilmente se llega al 38 % de Mn., y el contenido en sílice es muy alto. Serían minerales más apropiados para hacer silicomanganeso que ferromanganeso, y, de hacerse este último, no es posible conseguir pasar en los hornos eléctricos de un ferro con 50 % de Mn. Existe, por tanto, la dificultad de no poder con estos minerales llegar al tipo de ferromanganeso normal de 70 a 80 % de Mn.

Comienza a ponerse en actividad una minería de manganeso en el Marruecos español y, si se confirman las primeras impresiones en cuanto a cantidad y calidad de dicho mineral, podríamos ser más optimistas en cuanto a primeras materias nacionales se refiere.

Entretanto, y por necesitar imprescindiblemente nuestra siderurgia algunas cantidades de ferromanganeso de 70/80 % de Mn., será imprescindible importar algunas cantidades anuales de mineral de manganeso apropiado a dicha fabricación.

*Necesidades de ferromanganeso.*

Para la producción de acero, estimada en 1.500.000 toneladas para el año 1960, se necesitarán:

7.500 tons. de ferromanganeso alto
16.500 tons. de ferromanganeso bajo

24.000 tons. en total.

FERROSILICIO.

*Primeras materias.*—No hay problema especial de primeras materias en esta fabricación.

*Necesidades de ferrosilicio.*

Para la citada fabricación de aceros se necesitarán:

3.375 tons. de ferrosilicio de 75 %
5.625 tons. de ferrosilicio de 45 %

9.000 tons. en total de ferrosilicio al año.

*Instalaciones.*

Las empresas que se dedican a la fabricación de ferroaleaciones son Carburos Metálicos, en Galicia; la nueva empresa mixta formada por la Electro-Metalurgia del Astillero, y la «Comein», en Boó (Santander).

En cada una de ellas hay un horno trifásico de 3.000 Kw. aproximadamente, que puede fabricar ferromanganeso, y varios hornos monofásicos de 750 a 1.000 Kw. que pueden fabricar, indistintamente, ferromanganeso o ferrosilicio.

Las instalaciones no son muy modernas, ni muy potentes, pero su limitación mayor es la referente a la energía eléctrica disponible.

Se calcula que, actualmente, en un año normal, Boó puede dedicar $23 \times 10^6$ Kw.-hora a la fabricación de ferroaleaciones, y Carburos Metálicos un máximo de $49 \times 10^6$ Kw.-hora, haciendo un total de $72 \times 10^6$ Kw.-hora al año.

Los consumos específicos de energía de nuestras instalaciones son:

| | | |
|---|---|---|
| Ferromanganeso alto ... ... ... ... | 4.200 | Kw-hora |
| Ferromanganeso bajo ... ... ... ... | 4.000 | » |
| Ferrosilicio alto ... ... ... ... ... | 13.400 | » |
| Ferrosilicio bajo ... ... ... ... ... | 6.950 | » |

Si multiplicamos estas cifras por las de consumo

anual de ferroaleaciones necesario, tendremos los siguientes consumos en Kw.-hora:

| | | |
|---|---|---|
| Para ferromanganeso alto ... ... ... ... | 31.500.000 | Kw-hora |
| Para ferromanganeso bajo ... ... ... ... | 66.000.000 | » |
| Para ferrosilicio alto ... ... ... ... ... | 45.225.000 | » |
| Para ferrosilicio bajo ... ... ... ... ... | 39.093.150 | » |
| TOTAL ... ... ... ... | 181.818.750 | » |
| *Total actual* ... ... ... ... ... | 72.000.000 | » |
| Déficit ... ... ... .. | $110 \times 10^6$ | Kw-hora |

% de aumento que representa: 153 %

Aunque las instalaciones de hornos modernos necesitan un consumo específico menor y sería de gran interés que al planear las nuevas instalaciones se tuviese esto en cuenta, se demuestra la gran transcendencia, más bien el salto, que tienen que dar estas instalaciones, en las que hay que llevar paralelamente las instalaciones hidroeléctricas y los hornos, y se ve que no hay tiempo que perder si queremos llegar al año 1960 con las citadas producciones, que puede incluso necesitarse que sean rebasadas si aumenta más la proporción de acero.

Como consecuencia de lo anterior, esta Ponencia propone las siguientes conclusiones:

### *CONCLUSIÓN VIII*

1.º Que se estimule la minería de manganeso nacional, la del Protectorado de España en Marruecos y que se adquiera el déficit de minerales de alta ley que pueda existir.

2.º Que se estimule con toda urgencia el desarrollo de aprovechamientos hidroeléctricos y de instalaciones modernas de hornos de ferroaleaciones, que deberán permitir emplear hasta más de $180 \times 10^6$ Kw.-hora en dichas fabricaciones.

3.º Que se preste atención y se ayude la fabricación de silicio metal y otras ferroaleaciones en el orden de su importancia, y en relación con las minerías respectivas.

4.º Que en tanto la producción de estas ferroaleaciones se mantenga inferior al consumo necesario para las producciones de acero crecientes, se den facilidades para compensar los déficits, importándolas.

## *A N E X O*

## CONCLUSIONES SOBRE POTENCIALIDAD PRESENTE Y FUTURA, POR LO QUE A INSTALACIONES SE REFIERE, DE NUESTRAN ACTUALES FÁBRICAS SIDERÚRGICAS

De los tres cuadros adjuntos núms. 1, 2 y 3 del final de este «anexo» (Instalaciones), en los que figuran la capacidad de producción de las actuales instalaciones de coque, hornos altos y acererías, así como las que se espera obtener por las ampliaciones o mejoras en proyecto y construcción, esta Ponencia ha deducido las siguientes capacidades anuales de la actual industria siderúrgica.

El sistema empleado ha sido el siguiente:

*Coquerías.*

Como son unidades que han de estar permanentemente en marcha y a su máxima producción, se ha tomado la nominal de construcción multiplicando la misma por los 360 días del año que se han considerado como de trabajo.

*Hornos Altos.*

Por las capacidades nominales de los mismos, lecho de fusión y características del lingote producido, se ha deducido la producción media diaria de cada unidad o conjunto de unidades, considerando, además, que por cada tres unidades existentes, tan sólo dos pueden considerarse en marcha continua y, en los casos en que se dispone tan sólo de dos unidades, el rendimiento máximo alcanzado será, análogamente, de tan sólo unidad y media, considerando únicamente las 6 fábricas cuya producción de lingote y de caldo tiene importancia, es decir, Altos Hornos de Vizcaya, Duro Felguera, Fábrica de Mieres, Moreda y Gijón, Nueva Montaña y Echevarría, S. A. No se valoran las pequeñas producciones obtenidas en Echevarría, Ajuria, Unión Cerrajera y Vega del Bidasoa, y se toman tan sólo 350 días como útiles de producción para dejar un pequeño margen a las paradas por incidencias, en los hornos, ya que las grandes reparaciones están computadas al no considerar en producción, como antes hemos indicado, más que dos tercios de las unidades existentes.

Como se indica en el Cuadro, las ampliaciones de producción se logran, o por ampliación de instalaciones o por mejora de los lechos de fusión, haciendo una trituración y clasificación de minerales y sinterización de sus menudos.

*Acererías.*

Se ha seguido el siguiente criterio: Capacidad de cada horno que dé tan sólo dos coladas por día, lo que supone, evidentemente, indudable prudencia en cuanto a sus posibilidades, aun con las cargas más desfavorables, y, además, se han considerado, para obtener la prolucción anual, tan sólo 300 días de trabajo al año, y quedan los 65 restantes para atender adecuadamente a los períodos de gran reparación.

Esta producción quedará aumentada en 163.000 tons. con la instalación de un horno más de 85 tons. en Sagunto, para lo cual se está prolongando la nave de la acerería de la indicada fábrica, y también con el aumento de producción que se logrará en Duro Felguera y Fábrica de Mieres al instalar convertidores para trabajar en «duplex» con los Siemens, lo que garantiza, por un lado, este aumento en Siemens y, por otro, ayuda a conseguir la cifra señalada al Bessemer de 400.000 tons., cosa no difícil de fabricar, ya que la fábrica Altos Hornos de Vizcaya dió, durante el año 1929, una producción superior a las 250.000 toneladas con tan sólo dos convertidores, y en la actualidad el número de convertidores es de cuatro y está en período de reforma el indicado taller.

Se ha prescindido de la producción de acero obtenido en horno eléctrico.

Sobre estas bases se ha llegado a obtener la capacidad actual y, por ampliaciones previstas, para antes del año 1960, si a las fábricas actuales se les dan las facilidades de divisas necesarias.

Dichas producciones actuales y sus ampliaciones son las siguientes:

| *Hornos de coque* | *Tons. año* |
|---|---|
| Capacidad actual | 1.000.000 |
| Ampliación prevista en la producción antes de 1960 | 700.000 |
| | 1.700.000 |

| *Hornos Altos* | *Tons. año* |
|---|---|
| Capacidad actual | 935.200 |
| Por ampliaciones; mejora de herramientas y preparación de primera materia para antes de 1960 | 365.000 |
| | 1.300.250 |

| *Hornos de Acero* | *Tons. año* |
|---|---|
| Siemens | 1.100.000 |
| Bessemer | 200.000 |
| | 1.300.000 |

Por ampliación, mejora de rendimiento y renovación y mejora de equipo:

| | *Tons. año* |
|---|---|
| Siemens (+ 163.000) | 1.263.000 |
| Bessemer (+ 200.000) | 400.000 |
| | 1.663.000 |

Tomando como referencia la cifra de 1.500.000 tons. de acero fijada en la conclusión, de posible necesidad como meta a alcanzar en 1960, es aconsejable el siguiente plan de expansión evolutivo:

*Coque.*—Desarrollar los planes fijados por la industria siderúrgica actual, si bien, para asegurar la producción durante el bienio de 1950-51, sean aconsejables las importaciones de coque para atender debidamente a la reparación de las actuales plantas.

*Hornos Altos.*—Se considera de la mayor urgencia facilitar el reequipo de las actuales plantas, en particular cuanto se refiere a preparación de lechos de fusión aprovechamiento de gases y subproductos, a fin de alcanzar, si es posible, antes de la fecha prevista la plena producción proyectada.

*Hornos de acero.*—Desarrollar las ampliaciones y mejoras proyectadas para poder garantizar la producción prevista.

* * *

Como quiera que en la primera etapa la carga de los Hornos Siemens, dadas las disponibilidades de chatarra, podrían rebasar los porcentajes de lingote más favorables para el proceso, se estima aconsejable durante el bienio, repetidas veces citado, continuar la política de importación de chatarra, en la medida posible.

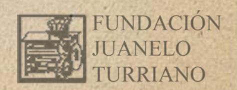
Desde luego, por ellas se ve que no hay duda alguna en que habrá el coque suficiente y aún sobrante para producir todo el lingote necesario por lo que a instalaciones se refiere, y con objeto de demostrar que también en el indicado lingote pueden alimentarse las actuales acererías hasta fabricar el millón quinientas mil toneladas de acero, que se ha consignado en la conclusión anterior como posible cifra máxima de demanda del mercado en el año 1960.

Se incluyen los cálculos adjuntos:

*Actualmente*

| | |
|---|---|
| Lingote disponible | 935.000 |
| Lingote disponible para acererías | 850.000 |
| Consumido en Bessemer | 220.000 |
| Lingote para Siemens | 630.000 |
| Chatarra del Bessemer | 50.000 |
| Chatarra Nacional | 100.000 |
| Acero Siemens producido con 630.000 toneladas de lingote, a 63 % | 1.000.000 |





| | |
|---|---|
| Chatarra producida ... ... ... ... ... ... ... | 250.000 |
| Chatarra del Besemer ... ... ... ... ... ... | 50.000 |
| Chatarra mercado interior ... ... ... ... ... | 100.000 |
| *Total chatarra* ... ... ... ... ... ... | 400.000 |

*Total carga de Hornos Siemens*

| | |
|---|---|
| Lingote ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 630.000 |
| Chatarra ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 400.000 |
| | 1.030.000 |

| | |
|---|---|
| Total acero Siemens producido... ... ... | 950.000 |

*En 1960*

| | |
|---|---|
| Acero producido ... ... ... ... ... ... ... | 1.500.000 |
| Bessemer producido ... ... ... ... ... ... ... | 400.000 |
| *Siemens* ... ... ... ... ... ... | 1.100.000 |
| Chatarra propia, 25 % ... ... ... ... ... | 375.000 |
| Chatarra mercado interior ... ... ... ... ... | 200.000 |
| *Chatarra total* ... ... ... ... ... | 575.000 |

*Cargas hornos Siemens*

| | |
|---|---|
| Chatarra ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 575.000 = 43,2 % |
| Lingote ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 755.000 = 56,8 % |
| | 1.330.000 = 100 % |

| | |
|---|---|
| Total acero Siemens producido ... ... ... | 1.263.000 |

*Distribución lingote*

| | |
|---|---|
| Para Siemens ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 755.000 |
| Para Bessemer ... ... ... ... ... ... ... ... | 440.000 |
| Para venta ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 105.000 |
| | 1.300.000 |

*Cuadro núm.* 1 (Instalaciones)

RELACIÓN DE MATERIAS DE COQUE EXISTENTES EN ESPAÑA

| NOMBRE DE LA EMPRESA | Capacidad de producción en tons./día coque | Capacidad de producción día de ampliaciones en proyecto o construcción (a) |
|---|---|---|
| *Coquerías siderúrgicas* | | |
| Altos Hornos de Vizcaya ... ... | 1.300 | 500 |
| Duro-Felguera ... ... ... ... ... | 845 | 240 |
| Fábrica de Mieres ... ... ... ... | 135 | 180 |
| Industrial Asturiana ... ... ... ... | 85 | 150 |
| Nueva Montaña ... ... ... ... ... | 140 | 325 |
| Sagunto ... ... ... ... ... ... ... | 290 | 600 |
| S. A. Echevarría ... ... ... ... | 50 | — |
| | 2.845 | 1.995 |

(*a*) De estas ampliaciones se halla ya en producción la de Fábrica de Mieres y en construcción muy adelantada la de la Sociedad M. Duro-Felguera.

*Cuadro núm.* 2 (Instalaciones)

INSTALACIONES DE HORNOS ALTOS EXISTENTES EN ESPAÑA

| SOCIEDADES | Número de unidades | Capacidad diaria por unidad | Unidades consideradas en producción | Producción posible actualmente tn./día | Aumento de producción | TOTAL producción |
|---|---|---|---|---|---|---|
| A. H. V. Bilbao ... ... ... ... | 6 | 340 | 4 | 1.360 | 408 | 1.768 |
| A. H. Sagunto ... ... ... ... ... | 2 | 380 | 1,5 | 570 | 285 | 855 |
| Duro-Felguera ... ... ... ... ... | 3 | 100<br>150<br>350 | — | 350 | 105 | 455 |
| Fábrica de Mieres ... ... ... ... | 2 | 100<br>80 | — | 90 | 90 | 180 |
| Moreda y Gijón... ... ... ... ... | 2 | 110 | 1,5 | 165 | 55 | 220 |
| Nueva Montaña ... ... ... ... | 2 | 100 | 1 (1) | 100 | 100 | 200 |
| Echevarría, S. A. ... ... ... ... | 1 | 50 | 0,75 | 37 | — | 37 |
| | | | *Totales diarios, tons.* ... ... ... ... | 2.672 | 1.043 | 3.715 |

(1) Por no disponer más que de un soplante.

Producción *actual* diaria 2.672 tons. × 350 días = *935.200 tons. año.*

Producción *adicional* alcanzable antes del año 1960. Diaria 1.043 tons. × 350 días = *365.050 tons. año.*

Producción *total* alcanzable antes de 1960. Diaria 3.715 tons. × 350 días = *1.300.250 tons. año.*





*Cuadro núm.* 3 (Instalaciones)

INSTALACIONES DE ACERERÍAS MARTÍN SIEMENS EXISTENTES EN ESPAÑA

| REGIÓN | EMPRESA | Número unidades | Capacidad en toneladas por unidad | Capacidad total instalada en toneladas |
|---|---|---|---|---|
| Asturias | Moreda y Gijón | 2 | 14 | 28 |
| Idem | » » | 3 | 7 | 21 |
| Idem | » » | 1 | 30 | 30 |
| Idem | Fábrica de Mieres | 3 | 20 | 60 |
| Idem | Duro-Felguera | 2 | 30 | 60 |
| Idem | » » | 1 | 40 | 40 |
| Idem | » » | 1 | 75 | 75 |
| Idem | Fábrica Trubia | 1 | 40 | 40 |
| Idem | » » | 1 | 45 | 45 |
| Cataluña | La Material | 1 | 35 | 35 |
| Idem | » | 1 | 25 | 25 |
| Idem | Torras | 2 | 30 | 60 |
| Guipúzcoa | Unión Cerrajera | 2 | 25 | 50 |
| Idem | San Pedro de Elgoibar | 1 | 7 | 7 |
| Idem | » » | 1 | 9 | 9 |
| Idem | Auxiliar Ferrocarriles | 1 | 25 | 25 |
| Idem | » » | 1 | 15 | 15 |
| Idem | » » | 1 | 40 | 40 |
| Santander | Quijano | 1 | 25 | 25 |
| Idem | » | 1 | 35 | 35 |
| Idem | Reinosa | 1 | 25 | 25 |
| Valencia | Altos Hornos | 5 | 75 | 375 |
| Vizcaya | Altos Hornos | 3 | 80 | 320 |
| Idem | » » | 5 | 30 | 150 |
| Idem | Basconia | 5 | 35 | 175 |
| Idem | Echevarría, S. A. | 2 | 25 | 50 |
| Idem | » » | 1 | 15 | 15 |
| | | | | 1.835 tons. |

Capacidad total diaria: 3.670 tons. = 1.835 × 2 coladas/día.
Capacidad total anual: 1.101.000 tons. = 3.670 × 300 días de trabajo.
NOTA.—Se ha prescindido de toda la producción de acero logrado en horno eléctrico.

## II.—OTRAS METALURGIAS

### PREÁMBULO

Dada la diversidad de problemas y las posibilidades que nuestro país ofrece respecto a metales no férreos, diferentes de unos a otros en grado señaladísimo, han hecho preciso distribuir esta segunda parte de la Ponencia en forma de tratar aisladamente cuanto se refiere a cada metal.

Independientemente de que los problemas de tipo general, que son obstáculo al desarrollo de la producción siderúrgica y que no cabe negar que representen en las diversas metalurgias, se notan con menor grado de intensidad, especialmente en combustibles, por cuanto las hullas coquizables de ínfima parte, entran en los ciclos metalúrgicos y tal vez sea la energía eléctrica la que mayor influencia represente.

Es interesante recalcar la importancia que tienen las orientaciones técnicas respecto a la economía metalúrgica. No es despreciable la que se obtendría con el mayor empleo de metales ligeros en substitución del





cobre y aleaciones cuyo mercado, lejos de disminuirse, se frenaría algo en su demanda y cabría atender mejor al consumo que el país y la industria exigen.

Por otra parte, el incremento de producción de algunos metales y minerales permitiría compensar los déficits o faltas casi absolutas de otros respecto de los cuales la minería nacional carece de yacimientos de explotación industrialmente económica. En este orden de ideas el aumento de las producciones de plomo y de wolfram permitirían, con el consiguiente incremento de las exportaciones, compensar el desequilibrio, e igualmente, con el fomento de las explotaciones de estaño, cuyas posibilidades han de estimarse como muy interesantes, se puede llegar a llenar en una gran parte el déficit actual de este metal.

## COBRE

### 1.º Primeras materias.

La situación, en cuanto a primeras materias nacionales, para la producción de cobre es desoladora.

Las minas filonianas de mineral rico son pocas, pequeñas, de explotación difícil, por lo menos en las actuales circunstancias, y desde luego el tonelaje que pueda esperarse de ellas es insignificante comparado con las necesidades nacionales.

Por si hubiese nuevos descubrimientos convendrá favorecer las que están en marcha e incluso estimular y ayudar eficazmente a los particulares que emprendan trabajos en minas de este tipo.

La única fuente segura de cobre que tenemos la constituyen las piritas ferrocobrizas.

Se han ido agotando las de elevado contenido en cobre, tratables directamente en los hornos de cuba, y éste ha sido el motivo de la baja de producción de Ríotinto.

Pero quedan tonelajes muy importantes de piritas ferrocobrizas con ley insuficiente para el tratamiento directo o de tamaño inadecuado para el mismo, que son las que pueden paliar la situación.

Para el tratamiento de estas piritas hay tres caminos:

Uno, conocido desde antiguo y practicado también actualmente, que es el del lavado de la pirita cruda con riego en grandes montones, haciendo que los licores cuprosos pasen por diversos canales por encima del hierro, sobre el que se deposita cobre en forma de cáscara.

La pirita lavada que queda en los montones es vendible, y hay una pérdida por oxidación de alguna importancia.

Este procedimiento sólo puede ser practicado a ritmo lento y por las Compañías preparadas para la venta de piritas en grande, y en relación con la venta de dichas piritas.

Otro camino es el recientemente emprendido en la mina «San Telmo», consistente en separar de la pirita cruda, sometiéndola a un tratamiento de flotación, la mayor parte de los sulfuros, que contienen cobre, con lo que se obtienen, por un lado, unos concentrados de cobre, y, por otro, un residuo de finos de pirita sin cobre.

Demasiado pronto para juzgar de las ventajas e inconvenientes de este procedimiento, conviene seguirlo con interés.

Otro camino consiste en hacer que las fábricas de ácido sulfúrico nacionales favorablemente emplazadas, trabajen quemando piritas con cobre, en vez de piritas sin cobre, cedan las cenizas con cobre a una planta que extraiga el cobre de dichas cenizas, la cual, a su vez, cede el mineral de hierro resultante como residuo final del tratamiento a las fábricas siderúrgicas equipadas con elementos adecuados para realizar sin inconvenientes este tratamiento.

Dada nuestra escasez de cobre, será conveniente estimular todo lo que se haga en cualquiera de estas direcciones.

Existe otra primera materia todavía para algún tiempo, que son pórfidos cupríferos de Ríotinto, que son sometidos a flotación produciendo concentrados que los trata la misma empresa, y también es de unas 6.000 tons. anuales la aportación de chatarra que produce el país.

De todas estas procedencias las posibilidades aproximadas en producción de cobre metal con primeras materias nacionales son:

| | | | |
|---|---|---|---|
| Ríotinto de piritas pórfidos y cáscara ... ... | 6.000 | tons./año | |
| De San Telmo ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 1.000 | » | » |
| De chatarras ... ... ... ... ... ... ... ... ... ... | 6.000 | » | » |
| De recuperación de las cenizas (nada actualmente pero posible en el futuro)... ... | 3.000 | » | » |
| *Total* ... ... ... ... ... | 16.000 | tons./año | |





2.º Instalaciones.

Las instalaciones de Ríotinto son ampliamente suficientes para tratar toda la primera materia de piritas ferrocobrizas gruesas y de ley adecuada, así como los concentrados procedentes de los pórfidos y, si se le diesen, los concentrados procedentes de otras instalaciones o la cáscara de otras minas.

No faltarían tampoco medios para tratar los concentrados de San Telmo o la cáscara procedente del descobrizado de las cenizas.

En cuanto a las instalaciones de fabricación de cobre electrolítico y transformación en productos vendibles de cobre y sus aleaciones, las instalaciones actuales y las mejoras en ejecución son, por ahora, suficientes a las necesidades nacionales.

Necesidades.

Las necesidades de cobre metal para todas las aplicaciones se estiman en 30.000 tons. al año, como mínimo (5.000 tons. para usos agrícolas, como sulfato), por lo que, aunque haya alguna cantidad anual de chatarra propia que se levante en el país, el déficit puede considerarse, de momento, en 18.000 a 20.000 tons. al año, y aunque se hiciese la planta de recuperación, el déficit continuaría siendo del orden de las 15.000 tons. al año.

No se ve, por tanto, otra solución que dedicar todos los años una importante cantidad de divisas a importar cáscara o cobre «blister», si es posible, o cualquier otra primera materia en el grado menos avanzado de fabricación que se pueda conseguir y en la cantidad señalada.

A la vista de los datos anteriores esta Ponencia estima poder deducir las siguientes

## *CONCLUSIONES*

1.ª Se deberá estimular toda minería de cobre, así como las instalaciones de concentración y beneficio de minerales de cobre que se planeen.

2.ª Se deberán importar anualmente cantidades de cobre en el grado inferior de transformación que sea posible que permitan cubrir el déficit entre la producción y el consumo, que se estima es del orden de las 20.000 tons. anuales, por el momento.

3.ª Que las instalaciones de electrólisis y de transformación son suficientes para hacer frente a las necesidades del país.

4.ª Máxima reducción de consumo por substitución.

## ALUMINIO

1.º Primeras materias.

Existen reconocidas bauxitas en amplia zona de Cataluña, pero los criaderos están sin estudiar, tanto desde el punto de vista geológico como del minero y del industrial.

Lo que se conoce hasta la fecha es pobre en cuanto a calidad, y presenta sílice excesiva, lo que hace que, por el momento y mientras no se desarrollen otras técnicas económicamente industriales, no sean adecuadas para su tratamiento para la obtención, a partir de ellas, de modo económico de óxido de aluminio apto para la fabricación de aluminio puro.

Aunque económicamente no tenga gran transcendencia la importación de bauxita adecuada a la fabricación de óxido de aluminio, ya que el precio de la bauxita franco-frontera española es de 113 ptas. la tonelada y es necesario 4 tons., o sea un valor de 452 pesetas para obtener una tonelada de aluminio metal con valor próximo a las 15.000 ptas., es indudable que adquiriríamos gran independencia y tendríamos mayor seguridad en el caso de encontrar bauxitas apropiadas en nuestro país.

Conviene, por tanto, recabar de los organismos oficiales que dediquen especial atención, tanto a la terminación del estudio de las bauxitas catalanas, como a la prospección de nuevas zonas que pudiesen tener interés en este aspecto, sin olvidar, por sus posibilidades, las posesiones de España en África Occidental, país que estimamos del mayor interés investigar.

2.º Instalaciones.

Con la puesta en marcha de la nueva fábrica de Valladolid de ENINSA y los proyectos de expansión en ejecución, de la misma, añadidos a la producción de la fábrica de Sabiñánigo y a lo que de aluminio de segunda fusión se viene haciendo en Avilés, quedará resuelto en breve plazo el abastecimiento del país en

aluminio. Se debe mientras tanto recurrir a la importación en el déficit que exista.

Llegado el desarrollo del consumo a cantidades del orden de las 10.000 a 12.000 tns., será aconsejable llevar a cabo la construcción de una fábrica de alúmina, ya prevista, que abastezca las electrólisis nacionales.

Las instalaciones de transformación de aluminio y sus aleaciones deberán ser favorecidas en sus necesidades para que puedan terminar de transformar en condiciones técnicas adecuadas el aluminio que van a tener a su disposición.

Igualmente es aconsejable hacer una labor intensa de enseñanza del empleo de las aleaciones de aluminio a fin de extender su consumo, ya que, desde el punto de vista de divisas, es el metal de condiciones más favorables, ya que el costo de la primera materia es mínimo comparado con el del metal. Se necesita para pasar de una a otro una acumulación de energía, trabajo e instalaciones cuyo valor económico es propio del país.

Como consecuencia, esta Ponencia propone las siguientes

### *CONCLUSIONES*

1.ª Que con la mayor urgencia y abundancia de medios se continúe el estudio a fondo de los yacimientos de bauxita catalanes y que se haga la prospección de otras zonas, entre las que estimamos del mayor interés las de las posesiones de España en África Occidental.

2.ª Que se estimulen las ampliaciones de las instalaciones de electrólisis de alúmina y, en su día, de fabricación de alúmina, hasta llegar al total abastecimiento del país con aluminio nacional.

3.ª Que se favorezcan las instalaciones de transformación de aluminio y sus aleaciones para que puedan hacer frente a las necesidades crecientes del país.

4.ª Que se debe estimular el consumo de aluminio y tomar las medidas necesarias para su expansión, por ser el metal en el que las divisas necesarias para la importación de las primeras materias, representa un valor mínimo en cifra absoluta y comparándola con el valor del metal, ya que no llega al 3 % del mismo, razón por la cual desarrollaron antes de la guerra el consumo de aluminio los países pobres en divisas.

## PLOMO

En este metal no existe problema de capacidad en nuestras fundiciones, puesto que pasa de las 100.000 toneladas. La producción actual es de unas 30.000 anuales. Tampoco existe problema agudo de combustibles, ya que con un consumo de 250 Kgs. de coque por Tm. de plomo, no se necesitarán más de 15.000 toneladas anuales, si se llegase a una producción metalúrgica de 50.000 toneladas.

Respecto a modernización de las instalaciones, tampoco existe dificultad de importancia. Unicamente tendrán que preocuparse algunas fundiciones de montar, y otras de perfeccionar, sus instalaciones de «sinterización», dado que irá siendo cada vez mayor el tonelaje que tratar de minerales procedentes de lavaderos de flotación; es decir, sumamente finos.

Habrá que cuidar el problema de transporte de minerales, pues, debido al agotamiento de ciertas zonas mineras, algunas fundiciones se han ido quedando alejadas de los centros de producción de minerales.

Pero donde radica el verdadero problema del plomo es en la producción de minerales, y no porque se pueda asegurar un total agotamiento de nuestros criaderos, sino, más bien, porque desde 1928, y debido a la crisis que desde entonces ha pasado el plomo, no se han hecho apenas trabajos de investigación en nuestros campos filonianos conocidos, ni tampoco prospección que pudiera poner de manifiesto otros nuevos.

Nos encontramos casi sin minas en explotación y sin que existan tampoco suficientes investigaciones hechas que permitan asegurar la puesta en marcha de otras que puedan producir un rápido aumento de nuestra producción.

Estamos padeciendo las consecuencias de veinte años sin renovar nuestras zonas de explotación, y durantes los cuales hemos casi agotado las conocidas. Tenemos un retraso en tiempo y dinero no invertidos durante ese tiempo, y que es necesario recuperar.

Posiblemente pueda valorarse en más de cien millones de pesetas el importe de las labores de investigación dejadas de hacer desde 1928, y necesarias para que la producción española se hubiera mantenido alrededor de las 50.000 tons. de plomo anuales.

Dada la irregularidad y diseminación de las zonas metalizadas dentro de los campos filonianos, las labores de investigación son largas, inciertas y costosas.





Todo ello complicado con la pérdida de los puntos de apoyo y ataque, que significaban las antiguas minas que se han ido parando durante la crisis, y hoy difíciles y costosas de volver a poner en marcha.

Por otra parte, se ha visto que los métodos geofísicos de investigación no han dado resultado para el detalle, y únicamente pueden tener aplicación en algunos casos para el descubrimiento de nuevos campos filonianos. Para la investigación propiamente dicha es necesario recurrir todavía a los eternos métodos mineros de pozos y galerías, siempre costosos y lentos.

Sin embargo, el estado actual de nuestra minería permitirá mantener la actual producción durante varios años. Es decir, asegurar nuestro consumo interior, 25.000 a 30.000 tons., y dejar un ligero remanente para la exportación.

Durante ese tiempo habrá que fomentar e intensificar los trabajos de prospección e investigación y ayudar a la puesta en marcha de nuevas minas.

También habrá que fomentar las instalaciones de concentración y lavado de minerales por flotación y medios densos, que permitan la recuperación de minerales pobres y de terreros, así como la explotación de criaderos de minerales complejos, antes imposibles de beneficiar.

PRECIOS Y EXPORTACIONES.

La crisis pasada ha tenido su origen en los bajos precios y en querer unificar los precios de coste de todas las minas, cosa imposible, dada la disparidad de condiciones de explotabilidad de los diferentes criaderos. Las minas no han tenido margen para dedicar fondos a trabajos de investigación.

Es, pues, necesario que el precio sea lo suficientemente holgado para que puedan trabajar todas las minas, mantener sus trabajos de investigación y, al mismo tiempo, tener cubiertos los siempre posibles imprevistos económicos que caracterizan a la irregularidad de la minería de plomo.

También se necesita que la producción no se vea coartada por la limitación de consumo de solo el mercado interior. Es necesario exportar el excedente. Para ello es condición necesaria que el precio internacional, o su equivalente en nuestra moneda, sea suficiente. Habrá que llegar a ello, bien por el cambio de divisas adecuado, o bien por primas a la exportación. Habrá que contar con exportar 20.000 tons. anuales, cuando la producción llegue a las 50.000 anuales.

RESERVAS Y PRODUCCIÓN.

Por todo lo dicho respecto a la escasez que tenemos de trabajos hechos, de prospección e investigación, resulta difícil, por no decir imposible, dar una cifra de cierta garantía respecto a reservas. Pudiera suceder que las cifras dadas como reservas no correspondieran cuando llegara el momento con las económicamente explotables.

Respecto a Almagrera se han dado cifras cercanas a las 500.000 tons. de galena, como reserva probable. En terreros existen zonas en las que se puede contar con recuperar un 1 % de su tonelaje, y que, dadas las pérdidas en el lavado por los antiguos métodos, puede significar un total que recuperar equivalente al 10 % de la producción dada por la mina durante el tiempo en que se formó la escombrera.

Provinientes de minerales complejos de cinc y plomo, parece ser que Reocín tiene garantizada una producción de galena próxima a las 8.000 tons. anuales, durante más de quince años, y el criadero no está reconocido aún en su totalidad.

También en complejos habrá que contar cada vez más con la zona de Cartagena, según se vayan montando instalaciones modernas de concentración diferencial de minerales.

El distrito de Linares, por haber sido uno de los más explotados, será quizá el de porvenir más incierto. Debe quedar mineral en ciertas zonas, como las de «La Tortilla» y «Matacabras», en que, por dificultades de desagüe, no se hizo una explotación a fondo. Aparte esta labor de rebusca y los terreros, sería conveniente estudiar la posible extensión de los campos filonianos fuera de los límites conocidos, y si se reanudan las metalizaciones en profundidad por bajo de la zona estéril del nivel 450 mts.

Algo parecido a lo dicho para Linares puede decirse de los demás distritos clásicos que dieron producciones de importancia en otros tiempos.

A todas estas reservas más o menos concretas hay que añadir las de aquellas zonas filonianas que necesariamente deben existir, y que no se han puesto de manifiesto, bien por radicar en parajes faltos de comunicaciones, como la zona de Montizón y gran par-





te de Sierra Morena, bien porque el que no afloren los filones ha mantenido oculto lo que en las zonas conocidas han puesto de manifiesto. Aquí es donde se le presenta un campo interesante a la Geofísica.

Con un plan bien estudiado se debe llegar próximamente a una producción anual de 50.000 tons., de las que será posible dedicar a la exportacón cerca de la mitad.

PRODUCCIÓN MINERA ESPAÑOLA DE PLOMO DESDE 1900 A 1948

| AÑOS | Plomo contenido *Tns.* |
|---|---|
| 1900... ... ... ... ... ... ... ... | 154.500 |
| 1901... ... ... ... ... ... ... ... | 149.500 |
| 1902... ... ... ... ... ... ... ... | 172.500 |
| 1903... ... ... ... ... ... ... ... | 164.300 |
| 1904... ... ... ... ... ... ... ... | 177.400 |
| 1905... ... ... ... ... ... ... ... | 180.700 |
| 1906... ... ... ... ... ... ... ... | 180.900 |
| 1907... ... ... ... ... ... ... ... | 185.900 |
| 1908... ... ... ... ... ... ... ... | 183.300 |
| 1909... ... ... ... ... ... ... ... | 184.000 |
| 1910... ... ... ... ... ... ... ... | 191.900 |
| 1911... ... ... ... ... ... ... ... | 175.100 |
| 1912... ... ... ... ... ... ... ... | 186.700 |
| 1913... ... ... ... ... ... ... ... | 203.000 |
| 1914... ... ... ... ... ... ... ... | 156.500 |
| 1915... ... ... ... ... ... ... ... | 181.900 |
| 1916... ... ... ... ... ... ... ... | 163.600 |
| 1917... ... ... ... ... ... ... ... | 142.800 |
| 1918... ... ... ... ... ... ... ... | 135.600 |
| 1919... ... ... ... ... ... ... ... | 106.100 |
| 1920... ... ... ... ... ... ... ... | 108.700 |
| 1921... ... ... ... ... ... ... ... | 102.000 |
| 1922... ... ... ... ... ... ... ... | 106.700 |
| 1923... ... ... ... ... ... ... ... | 117.200 |
| 1924... ... ... ... ... ... ... ... | 127.300 |
| 1925... ... ... ... ... ... ... ... | 130.100 |
| 1926... ... ... ... ... ... ... ... | 135.900 |
| 1927... ... ... ... ... ... ... ... | 122.000 |
| 1928... ... ... ... ... ... ... ... | 113.300 |
| 1929... ... ... ... ... ... ... ... | 116.500 |
| 1930... ... ... ... ... ... ... ... | 109.500 |
| 1931... ... ... ... ... ... ... ... | 100.700 |
| 1932... ... ... ... ... ... ... ... | 96.300 |
| 1933... ... ... ... ... ... ... ... | 78.200 |
| 1934... ... ... ... ... ... ... ... | 76.600 |
| 1935... ... ... ... ... ... ... ... | 69.600 |
| 1936... ... ... ... ... ... ... ... | ? |
| 1937... ... ... ... ... ... ... ... | ? |
| 1938... ... ... ... ... ... ... ... | ? |
| 1939... ... ... ... ... ... ... ... | 17.600 (6 meses) |
| 1940... ... ... ... ... ... ... ... | 41.843 |
| 1941... ... ... ... ... ... ... ... | 33.223 |
| 1942... ... ... ... ... ... ... ... | 32.190 |
| 1943... ... ... ... ... ... ... ... | 33.011 |
| 1944... ... ... ... ... ... ... ... | 34.777 |
| 1945... ... ... ... ... ... ... ... | 26.175 |
| 1946... ... ... ... ... ... ... ... | 38.447 |
| 1947... ... ... ... ... ... ... ... | 30.445 |
| 1948... ... ... ... ... ... ... ... | 27.292 |

## *CONCLUSIONES*

Como consecuencia de lo anterior, esta Ponencia ve la necesidad de reanimar la antigua minería y, además, poner en ejecución medidas que vayan descubriendo nuevas zonas metalizadas y las explotaciones consiguientes, así como fomentar el tratamiento de terreros y de criaderos de minerales complejos, hoy posible con los nuevos sistemas de concentración y de lavado. Para ello propone:

1.º Que el precio del plomo sea suficiente para fomentar y mantener la iniciativa particular, la que se ayudará hasta donde sea posible, incluso pagando parte del costo de algunas labores extraordinarias en estéril, pero siempre respetando, hasta donde sea posible, dicha iniciativa particular.

2.º Tomar medidas, bien por la aplicación de cambios especiales, bien con primas a la exportación, para que ésta pueda efectuarse sin limitación alguna en tonelaje.

3.º Que el Estado haga investigaciones en aquellos puntos que se salgan fuera de las posibilidades y capacidad de las empresas particulares. Por ejemplo, estudiando la posible prolongación en extensión y en profundidad de ciertos campos filonianos conocidos.

4.º Que el Estado haga investigaciones que puedan llegar a descubrir criaderos en zonas totalmente distintas de las de antiguo conocidas.

5.º Dar facilidades para la importación de material, tanto de perforación como para las instalaciones de concentración de minerales.

## CINC

Tiene España abundancia de minerales de cinc, de muy buena calidad y bien concentrados los producidos en el Norte, y con más impurezas y una preparación deficiente los del Sur.

Los criaderos de cinc en España presentan todavía grandes perspectivas de riqueza de este mineral y solamente en lo que afecta a la provincia de Santander se pueden calcular unas reservas de unos doce millones de toneladas. La Real Compañía Asturiana de Minas ha producido en los últimos 10 años las siguientes cantidades de concentrados de cinc:

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| 1939 | 79.415 | Tns. | Ley | 55,10 | % |
| 1940 | 71.388 | » | » | 54,77 | » |
| 1941 | 65.200 | » | » | 56,55 | » |
| 1942 | 63.090 | » | » | 58,60 | » |
| 1943 | 62.077 | » | » | 56,67 | » |
| 1944 | 52.105 | » | » | 58,60 | » |
| 1945 | 45.395 | » | » | 57,59 | » |
| 1946 | 60.045 | » | » | 58,11 | » |
| 1947 | 64.032 | » | » | 58,63 | » |
| 1948 | 69.970 | » | » | 59,01 | » |
| 1949 | 79.580 | » | » | 58,89 | » |

El distrito de Cartagena, aunque explotado desde hace muchos años, todavía encierra abundante cantidad de blendas y quedan zonas extensas donde los reconocimientos se han llevado en pequeña escala y que, aunque, por el momento, el tonelaje que pueda contener es una incógnita, cabe esperar que, con los modernos métodos de tratamiento para minerales complejos, se lleguen a beneficiar en aquella región cifras de importancia.

Esta situación ha hecho que la metalurgia del cinc se haya desarrollado de acuerdo con las necesidades del mercado. Hasta el año 1936 se producía en España todo el cinc que necesitaba el consumo. En dicha fecha, las necesidades españolas eran de alrededor de 8.000 tons. y la capacidad de las fábricas de unas 15.000 tons.

La transformación de la economía española se inicia a partir del año 1940 y ha hecho que las necesidades del país, en este metal, hayan aumentado progresiva y constantemente hasta hoy, en que el mercado absorbe las 19.530 tons. que produjo en el año 1949 la Real Compañía Asturiana de Minas.

Esta Compañía ha hecho todo el esfuerzo posible para aumentar su producción, y no ha producido más por no haberle sido dado los cupos de carbón necesarios, a pesar de haber financiado desde antes del año 1936 la explotación de una mina de carbón cuya producción era superior a sus necesidades.

Ha frenado también los aumentos de producción de cinc metal la dificultad de adquisición de primeras materias para la construcción de tres nuevos hornos que se han construído y la transformación de los existentes a una mayor producción. Esta transformación está, actualmente, parada por falta de importación de arcillas especiales que no se encuentran en el país y de algunas máquinas, para lo cual no se han conseguido los correspondientes permisos de importación.

La capacidad de la fábrica de ARNAO para el año 1950 será de 22.000 tons., si no le faltan el carbón necesario y las arcillas y máquinas que antes decimos. El plan de ampliación llega a una producción anual de 27/28.000 tons. alcanzable el año 1953.

A este efecto, se han transformado algunos de sus siete hornos «Dor-Delatre», en los que los antiguos constaban de 420 en el total de sus dos caras, de la siguiente forma: Una substituyendo los crisoles por muflas de mucha mayor cabida. Tiene ahora 384 muflas en sus dos caras.

La capacidad de carga con esta transformación ha aumentado de 10.408 Kgs. de cinc contenido en 15.100 Kgs. de mineral a 12.538 Kgs. de cinc contenido en 18.200 Kgs. de mineral.

Cuatro hornos continúan con 420 crisoles, y cada uno de ellos carga 15.100 Kgs. de mineral con 10.408 Kgs. de cinc contenido, y 2 hornos se están modificando aumentando su cabida a 480 crisoles cada uno, capaces, por lo tanto, para una carga de 11.896 Kgs. de cinc contenido en 17.480 Kgs. de mineral.

Prácticamente, este desarrollo de una capacidad de producción de 1 Kg. por habitante, que parece natural sea suficiente, si se tiene en cuenta que el consumo español apenas llegaba al tercio de kilo durante el quinquenio 1930-1935.

Por otro lado, la producción de las clases especiales de cinc está en los momentos actuales muy desarrollada, pues desde el año 1941 está en marcha el único horno de refino tipo «New Jersey» en Europa, con una capacidad de producción de 6.000 tons. anuales, con la que se podrá contar a partir del próximo junio. Esta cifra satisfará ampliamente el consumo español de esta clase de cinc.

La capacidad de laminado, también se ha aumentado bastante, pues de un consumo de 4.000 tons,, aproximadamente, del año 1936, se ha pasado a una producción, en el año 1949, de 9.436 tons. Actualmente se está construyendo un nuevo tren de laminar.

Como las producciones de blenda exceden del doble de las necesidades de la metalurgia del cinc, la producción del cinc metal vendrá únicamente limitada por los suministros de carbón, arcillas especiales y algunas máquinas que esta metalurgia necesita. Como es la necesidad de importación solamente del orden de Frs. B. 1.553.200,—, si se quiere, se puede con gran facilidad asegurar el plan de crecimiento.





Respecto a la obtención de cinc por vía electrolítica, tendría utilización provechosa para el tratamiento de las blendas de Cartagena, en las que podrán recuperarse cantidades apreciables de otros metales que acompañan a las mismas, pero el consumo de fuerza de 3 a 5 C. V. hora por kilo de cinc contenido, a los precios a que se tarifa la energía eléctrica en España, lo hacen prohibitivo.

## METALURGIA DEL ESTAÑO

### Necesidades nacionales de estaño.

En los primeros años de este siglo el consumo de estaño en España era de una media de 1.100 Tons. anuales. En el año 1930 llegó a la cifra de 2.285 Tons. En una situación normal de nuestra economía, de no haber existido en estos últimos años las circunstancias restrictivas en que se ha tenido que desenvolver nuestra economía, en el año 1950 se habría alcanzado una demanda no inferior a 2.500 Tons.

Actualmente, dado el índice de la actividad industrial, puede estimarse que, para atender las necesidades de la industria, son necesarias, como mínimo, 1.500 Tons. de estaño anualmente.

### Situación del suministro de estaño durante estos últimos años.

Desde el año 1940 hasta 1950, la demanda nacional de estaño sólo ha podido ser atendida con una cifra promedio de 853 Tons. anuales. Es decir, un 57 % de las necesidades mínimas antes expuestas, y un 34 % de la que hubiese solicitado la industria nacional en situación de actividad normal, como se deduce de los datos que a continuación se exponen:

APORTACIÓN DE ESTAÑO AL MERCADO

| ORIGEN | Promedio anual 1940 a 1949 | | 1945 | | 1949 | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Tons. | % (1) | Tons. | % (1) | Tons. | % (1) |
| Importación... ... | 421 | 28 | 92 | 6,1 | 150 | 10 |
| Prod. nacional... | 432 | 28,8 | 850 | 56,6 | 585 | 39 |
| *Total aportado...* | 853 | 56,8 | 942 | 62,7 | 735 | 49 |

(1) % sobre la cifra de 1.500 Tons. anuales de necesidades mínimas.

Vemos también en las cifras expuestas que, como promedio durante 1940-1949, la producción nacional ha representado un 28 % de las necesidades mínimas de 1.500 Tons., si bien en el año 1945 llegó a cubrir un 56,6 % de las mismas, lo que puede considerarse como porcentaje verdaderamente interesante.

La situación de la producción nacional en 1949 ha sido más desfavorable que la de 1945, y la razón de ello ha sido la cesación de las medidas de fomento y estímulo de la Minería, cesación que tuvo lugar a finales de 1946.

La deficitaria situación de abastecimiento de estaño al mercado nacional ha creado una gran disminución en la producción de innumerables y básicos bienes de consumo y de capital que necesitan el estaño para su elaboración. Es urgente, pues, hallar remedio a este estado de cosas en beneficio de la prosperidad nacional.

La solución de este problema mediante importaciones es difícil, ya que el cubrir las necesidades futuras de 2.500 Tons. por este procedimiento con el precio medio, que hay que estimar de 600 libras la tonelada, significan 1.500.000 libras anuales, lo que constituiría una pesada carga en el platillo de las importaciones de nuestra desfavorable balanza de pagos.

Analizada, pues, la estructura de esta faceta de nuestra economía, se deduce la conveniencia de sacar el máximo provecho de las posibilidades que ofrece nuestro subsuelo y de las que hablaremos más adelante.

### Situación de las industrias antes y después de 1939 en España.

No existían fábricas metalúrgicas de estaño en España antes del año 1939. La producción nacional de minerales, mucho más reducida entonces que actualmente, era totalmente exportada a Inglaterra, principalmente, para su beneficio metalúrgico. El Comité Sindical de Hojalata y Estaño, primer Organismo regulador de esta rama de la economía, creado en el año 1938, prohibió la exportación de minerales nacionales que empezaron a beneficiarse en una pequeña instalación que, con carácter provisional, se montó en Vigo. Posteriormente, dicha fundición dejó de trabajar. A partir de 1941 se montaron diversas instalaciones metalúrgicas en España, y existen en la ac-





tualidad en funcionamiento cinco factorías, cuya capacidad anual de tratamiento es de 7.000 Tons. de mineral del 60 % de la ley media, lo que significa una capacidad de producción de estaño en lingote de 4.500 Tons., o sea, más del doble de las necesidades nacionales de lingote. Es, pues, ésta, una industria nueva creada en España en estos últimos diez años.

### Estado técnico de las instalaciones.

De las cinco instalaciones mencionadas, tres efectúan la reducción del mineral de estaño en hornos eléctricos de cuba baja. Los rendimientos metálicos que se obtienen en estas instalaciones son del 98 a 99 %. El consumo específico de energía por tonelada de mineral es de 1.200 kw.-h.

Vistos los datos acabados de exponer, que se refieren al proceso fundamental, o sea, al de reducción en el tratamiento de los minerales de estaño, se colige que la industria nacional se encuentra completamente al día, en lo que se refiere al aspecto técnico de la producción, ya que en el rendimiento metálico como el consumo de energía, alcanzan las cifras óptimas de las obtenidas en las más modernas instalaciones extranjeras. La más moderna instalación electrometalúrgica montada por los belgas en el Congo, con capacidad de tratamiento de 15.000 Tons. anuales de minerales, tiene un consumo específico de 1.100 kw.-h. por tonelada.

### Calidad de la producción.

Más de un 60 % del estaño obtenido en las metalurgias nacionales tiene una ley mínima de 99,75 %, es decir, es apto para la fabricación de hojalata y satisface las especificaciones del grado «A» americano. Como la fabricación de hojalata es la aplicación que exige la máxima pureza en la calidad del estaño, se deduce que la industria nacional satisface totalmente las necesidades del consumo, en cuanto a calidad.

### Coste de producción.

La industria metalúrgica nacional produce económicamente desde el punto de vista técnico, pero su escaso abastecimiento de minerales da lugar a costes de producción altos por la repercusión que los gastos generales de fabricación tienen en la producción. Factor importante, pues, para mejorar el coste de la producción es aumentar el abastecimiento para que las metalurgias funcionen, como mínimo, a un 60 ó 70 % de su capacidad de producción. Otro factor que encarece desmesuradamente el coste lo constituye el Impuesto de Usos y Consumos que por ascender a un 3,48 % sobre el valor del mineral, da lugar, por término medio, a una carga de 1.500 pesetas en el tratamiento de la tonelada; cifra ésta verdaderamente elevada y que representa más del 50 % del coste industrial estricto de fabricación. La gran densidad económica del mineral de estaño, es decir, su elevado precio, aconseja una modificación de este Impuesto indirecto, cuyo porcentaje en el costo de producción no guarda proporción con la repercusión que en los otros minerales, tanto férreos como no férreos, tiene dicho Impuesto. Existe la anómala situación de que, mientras el estaño importado no tiene más gravamen que un derecho arancelario de 0,10 ptas. oro, que, a la paridad, son 0,257 ptas., el estado nacional viene gravado por término medio en 2,50 ptas. por Usos y Consumos. Es decir, que, en caso de libre concurrencia, la metalurgia que resulta protegida fiscalmente es la extranjera, en contra de la nacional.

## PRIMERAS MATERIAS

La producción nacional de estaño metal está limitada por el abastecimiento del mineral.

La minería de estaño se ha desarrollado a partir del año 1939. Antes de 1939, la producción nacional media de minerales era de 100 toneladas anuales de concentrados del 60 % de ley, es decir, de 60 toneladas de estaño. La producción máxima se alcanzó en el año 1929, con 566 toneladas y un contenido de 239 toneladas de estaño. En dicho año existían únicamente dos minas en explotación: una, en Coruña, y otra, en Pontevedra, ambas pertenecientes a empresas extranjeras.

A partir del año 1940, y como consecuencia de las medidas de incremento de dicha minería que adoptaron los Organismos del Estado, tuvo un desarrollo verdaderamente sorprendente, como puede verse en el cuadro siguiente:





| AÑO | Concesiones en explotación | Superficie Ha. | Concent. 60 % ley prod. Tons. | Estaño contenido Tons. | Número de obreros | Potencia instalada C. V. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1939... ... ... ... | 8 | 906 | 232 | 139 | 700 | 450 |
| 1946... ... ... ... | 160 | 14.464 | 1.774 | 1.066 | 5.139 | 4.289 |
| 1949 (1) ... ... | 95 | 10.889 | 976 | 585 | 3.046 | 3.028 |

(1) Datos provisionales.

Hay que hacer observar que de la producción de 1939, 167 tons., es decir, el 72 %, proviene de las dos minas de propiedad extranjera antes aludidas.

La producción de 585 tons. de estaño contenido en 1949, significa el 40 % de las necesidades nacionales mínimas de 1.500 tons.

Las cifras de 1949, muy inferiores a las de 1946, se deben al descenso que sufrió la producción a partir de 1946, como consecuencia de la baja de precio dispuesta oficialmente, así como a la suspensión de la garantía de un precio mínimo remunerador fijado anteriormente.

### Posibilidades de producción de mineral.

En la Ponencia de Minería se estudian ampliamente las posibilidades de la minería nacional. Por ello, no creemos necesario extendernos en más detalles sobre el particular, y sí resumir en esta Ponencia las conclusiones que se deducen en la de Minería, que se pueden concretar en los términos siguientes:

1.º En España existe una zona estañífera mucho más extensa de lo que se deducía del conocimiento que de esta minería se tenía hasta el año de 1940.

2.º Son muchas las zonas en las que ninguna referencia existía hasta dicha fecha de existencia de criaderos de estaño, y en la que en estos últimos diez años se han puesto en actividad yacimientos de verdadero interés.

3.º El examen de la relación estadística entre la curva de precios y la de producción de mineral, y teniendo en cuenta, al mismo tiempo, los «precios *deflados*» en pesetas del año 1913 mediante los índices generales de precios al por mayor del Instituto Nacional de Estadística, para tener en cuenta así la disminución del poder adquisitivo de la peseta, se ve claramente que, si bien los «precios» han sufrido un gran incremento desde 1940, éste ha sido el correspondiente a la depreciación de nuestra moneda.

La consecuencia que se obtiene de este examen es que ha sido factor determinante del desarrollo de da minería de estaño en España la estabilidad de precios que a las empresas mineras aseguraban las disposiciones gubernamentales. La «escasa afición» del capital en España para las empresas minerometálicas, determinó antes del año 1939, dadas las grandes fluctuaciones de precios del mercado, un apartamiento absoluto de las empresas privadas a esta actividad industrial, pero la garantía de precio mínimo que existió por las disposiciones de nuestro Gobierno hasta el año 1946 determinó un desarrollo que no tuvo precedente en todo lo que va de siglo, a pesar de que, como en la postguerra del 14, se alcanzaron precios muy elevados.

4.º Las posibilidades de la minería de estaño en España han sido muy escasamente estudiadas. En contra de lo que de un examen superficial se pudiese deducir, la productividad de las explotaciones no es inferior a las de pareja importancia que existen en países tan productores como Bolivia, Malaya y Nigeria. El tipo medio de las minas españolas tiene su paralelo en centenares de explotaciones similares que trabajan en dichos países al lado de otras explotaciones de mucha mayor producción unitaria.

5.º En resumen, se puede decir que hoy la minería de estaño en España es una minería nueva, cuyas perspectivas y posibilidades han sido desconocidas totalmente hasta estos últimos años. Los resultados obtenidos permiten afirmar la conveniencia de un estímulo sistemático al desenvolvimiento de estas explotaciones, y al desarrollo amplio de las investigaciones y prospecciones mediante una política de apoyo a las empresas privadas, unido a una actividad con este mismo fin por parte del Estado.

### PRIMERAS MATERIAS DE ORIGEN EXTRANJERO

Antes del año 1939, al no existir la industria metalúrgica del estaño en España, el abastecimiento de estaño se realizaba mediante la importación de lingote, que fundamentalmente procedía de Inglaterra. (Véase cuadro 1.)





## IMPORTACIÓN NACIONAL DE ESTAÑO EN SUS DIVERSAS FORMAS

| AÑO | Estaño en lingotes y barras | Hierro en planchas estañadas y hojalata sin obrar (1) | | Estaño en planchas y rollos y tubos | Estaño en hojas para cápsulas y para envolver | Estaño con impresiones, grabados y estampaciones y las caps. para botellas y otros envases | Estaño en objetos no especificados | TOTAL (2) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Cantidad | Sn. contenido | | | | | |
| | Toneladas | Toneladas | Toneladas | Toneladas | Toneladas | Toneladas | Toneladas | Toneladas |
| 1900 ... ... ... ... ... | 1.143,5 | 2.389,8 | 47.796 | — | — | — | — | 1.191,296 |
| 1901 ... ... ... ... ... | 1.012,5 | 1.740,6 | 34,812 | | — | — | — | 1.047,312 |
| 1902 ... ... ... ... ... | 1.126,6 | 1.925,3 | 38,506 | | — | — | — | 1.165,106 |
| 1903 ... ... ... ... ... | 1.233,8 | 3.920,4 | 78,408 | — | — | — | — | 1.312,208 |
| 1904 ... ... ... ... ... | 1.171,6 | 1.071,2 | 21,424 | — | — | — | — | 1.193,024 |
| 1905 ... ... ... ... ... | 1.271,2 | 1.362,7 | 27,254 | — | — | — | — | 1.298,454 |
| 1906 ... ... ... ... ... | 1.257,8 | 2.496,2 | 49,924 | — | 41,67 | — | — | 1.349,394 |
| 1907 ... ... ... ... ... | 1.490,9 | 3.827,4 | 76,548 | — | 149,63 | — | — | 1.717,078 |
| 1908 ... ... ... ... ... | 1.387,8 | 5.591,4 | 111,828 | — | 160,69 | — | — | 1.660,318 |
| 1909 ... ... ... ... ... | 1.095,0 | 2.884,5 | 57,690 | — | 136,68 | — | — | 1.289,370 |
| 1910 ... ... ... ... ... | 1.214,1 | 1.372,1 | 27,582 | — | 171,29 | — | — | 1.412,972 |
| 1911 ... ... ... ... ... | 1.315,4 | 1.505,8 | 30,116 | — | 191,43 | — | — | 1.536,946 |
| 1912 ... ... ... ... ... | 1.454,5 | 2.723,4 | 54.468 | — | 254,02 | — | — | 1.762,988 |
| 1913 ... ... ... ... ... | 1.708,8 | 3.008,5 | 60,170 | — | 266,34 | — | — | 2.035,310 |
| 1914 ... ... ... ... ... | 1.153,5 | 2.014,0 | 40,280 | — | 200,13 | — | — | 1.393,910 |
| 1915 ... ... ... ... ... | 1.476,4 | 1.503,0 | 30,060 | — | 105,45 | — | — | 1.611,910 |
| 1916 ... ... ... ... ... | 1.405,9 | 11.132,8 | 222,656 | — | 103,38 | — | — | 1.731,936 |
| 1917 ... ... ... ... ... | 1.195,3 | 1.705,0 | 34,100 | — | 83,19 | — | — | 1.312,590 |
| 1918 ... ... ... ... ... | 393,4 | 1.303,6 | 26,072 | — | 28,27 | — | — | 447,742 |
| 1919 ... ... ... ... ... | 1.775,1 | 22.549,7 | 450,994 | — | 58,95 | — | — | 2.285,044 |
| 1920 ... ... ... ... ... | 1.122,9 | 11.034,0 | 220.680 | — | 101,87 | — | — | 1.445,450 |
| 1921 ... ... ... ... ... | 844,5 | 6.247,0 | 124,940 | — | 82,98 | — | — | 1.052,420 |
| 1922 ... ... ... ... ... | 1.251,5 | 12.937.2 | 258,744 | 6,6 | 42,50 | 12,7 | 37,0 | 1.609,044 |
| 1923 ... ... ... ... ... | 1.237.6 | 9.439,6 | 188,792 | 12,8 | 28.0 | 11,9 | 24,3 | 1.503,392 |
| 1924 ... ... ... ... ... | 1.738.2 | 12 299 3 | 245,986 | 12,2 | 36,5 | 15 5 | 24.6 | 2.072,986 |
| 1925 ... ... ... ... ... | 1.237,6 | 9.439,6 | 188,792 | 40,3 | 54,1 | 14,5 | 45,7 | 1.580,992 |
| 1926 ... ... ... ... ... | 1.584.8 | 3.659.5 | 73.190 | 29,2 | 39,6 | 15,9 | 16,1 | 1.758.790 |
| 1927 ... ... ... ... ... | 1.386,9 | 7.306.5 | 146.130 | 11,5 | 44.6 | 37,1 | 10 3 | 1.636.530 |
| 1928 ... ... ... ... ... | 1.649,7 | 7.420 4 | 148,408 | 13.6 | 52.8 | 48,3 | 8.6 | 1.921,408 |
| 1929 ... ... ... ... ... | 1.837,0 | 9.217.6 | 184 352 | 19,5 | 28,0 | 63,5 | 5,2 | 2.137,552 |
| 1930 ... ... ... ... ... | 1.937,4 | 11.003.5 | 220,070 | 16,9 | 56,7 | 47 8 | 6,4 | 2.285,270 |
| 1931 ... ... ... ... ... | 1.734,1 | 6.192,1 | 123.842 | 11.3 | 29,8 | 43 1 | 5 8 | 1.947.942 |
| 1932 ... ... ... ... ... | 1.753,2 | 4.001,4 | 80,028 | 12,3 | 12,5 | 36,8 | 6,5 | 1.901,328 |
| 1933 ... ... ... ... ... | 1.515,5 | 946,1 | 18 922 | 7,5 | 3.8 | 29,5 | 3,4 | 1.578,622 |
| 1934 ... ... ... ... ... | 1.611,9 | 851 3 | 17.026 | 12,3 | 3,8 | 26,8 | 8,0 | 1.679,826 |
| 1935 ... ... ... ... ... | 1.945,6 | 1.495,9 | 29,918 | 16,5 | 5,2 | 9 0 | 6,3 | 2.012,518 |
| 1936 ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — | — | — | — |
| 1937 ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — | — | — | — |
| 1938 ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — | — | — | — |
| 1939 ... ... ... ... ... | — | — | — | — | — | — | — | — |
| 1940 ... ... ... ... ... | 992,7 | 6.994.0 | 139.880 | 1,0 | 2,0 | — | — | 1.135,580 |
| 1941 ... ... ... ... ... | 715.9 | 3.371.0 | 67,420 | — | — | — | — | 783,320 |
| 1942 ... ... ... ... ... | 50.6 | 5.618.1 | 111.362 | 20.0 | — | — | 4,0 | 186,962 |
| 1943 ... ... ... ... ... | 122.3 | 95,0 | 1.900 | 0,1 | 0,1 | — | — | 124,400 |
| 1944 ... ... ... ... ... | 369.7 | 8.592.0 | 171.840 | — | — | — | 1,0 | 542,540 |
| 1945 ... ... ... ... ... | 91.6 | 8.934.0 | 178.680 | 0.2 | — | 0 1 | 0,1 | 270,680 |
| 1946 ... ... ... ... ... | 282.0 | 9.336.0 | 186.720 | 3.0 | 10,0 | 0,2 | 3,0 | 484,920 |
| 1947 ... ... ... ... ... | 1.2 | 4.972 0 | 99.440 | 15,0 | — | 0,1 | 0.1 | 115,840 |
| 1948 ... ... ... ... ... | 100.5 | 6.019.0 | 120 380 | 46,2 | — | — | 0,2 | 267 280 |
| 1949 ... ... ... ... ... | 150.0 (p) | s | s | s | s | s | s | s |

(1) El estaño contenido en la hojalata está calculado sobre la base del 2 %, como promedio.
(2) En este total va incluído el 2 % de contenido de estaño en «Hierro en planchas estañadas y hojalata sin obrar».
(p) Provisional.
(s) Sin datos.

Naturalmente, hubiese sido más conveniente para la economía nacional la importación de mineral, pero esto no se realizaba por la falta de instalaciones para su tratamiento. Al haberse montado, como ha quedado dicho, después de 1939, diversas instalaciones, debe tenderse, para el abastecimiento de la industria en el déficit que se derive de la producción nacional de minerales, a la importación de mineral, en vez de la de metal.

Estas importaciones de mineral antes del año 1939 hubiesen sido difíciles, ya que la producción minera mundial estaba monopolizada por Inglaterra, Bélgica y Holanda. Sin embargo, hoy la situación a este respecto ofrece mejores perspectivas, pues, por factores análogos a los que han tenido lugar en España en estos últimos años, en la nación portuguesa se ha producido amplio desarrollo de la minería de estaño.

Portugal producía una media de 50 toneladas escasas de estaño contenido en minerales hasta el año 1912. Durante la guerra mundial, como consecuencia del más alto precio, pasó a 288 toneladas de media. Esta producción ascendió en el período de 1934/38 a una media de 858 toneladas, y durante la segunda guerra mundial alcanzó el máximo de 3.082 toneladas, y en el año 1949 la producción ha sido de 1.400 toneladas de estaño contenido en los minerales; es decir, 2.500 toneladas de mineral, o sea, 28 veces la que tenía a principios del siglo. Puede considerarse, pues, desarrollada una importante minería de estaño en el vecino país.

Como las necesidades portuguesas de estaño se pueden cifrar en unas 400 a 500 toneladas de estaño anualmente, existe un excedente para exportación de más de 1.000 toneladas de estaño, contenido equivalente a 1.700 toneladas de mineral.

Dadas las graves e insuperables dificultades que para el abastecimiento de estaño en nuestra industria se derivan de la distribución en el mundo de las zonas productoras de estaño cuando se presentan circunstancias inesperadas, ya que (aparte de la producción de mineral de Inglaterra, que es una pequeña parte de su consumo) no existe más zona productora de estaño en nuestro Continente que la Península Ibérica, es de aconsejar el estudio de acuerdos con el país vecino para la exportación de su excedente de mineral a España, con lo que se resolvería más económicamente que con la importación de metal el abastecimiento nacional, se daría trabajo a nuestra metalurgia hasta el pleno ritmo de producción, y se garantizaría para un futuro de circunstancias excepcionales el suministro nacional.

La realización de un acuerdo con Portugal sobre el estaño podría resultar altamente beneficioso para ambos países, en lo que atañe al desarrollo de sus riquezas mineras.

## *CONCLUSIONES*

Por todo lo anterior, y en armonía con el criterio que mantiene la Ponencia de «Aprovechamiento e investigación de yacimientos mineros», se estima conveniente la adopción de las siguientes medidas:

1.° Incrementar la minería nacional mediante la fijación de un precio mínimo durante un período de 5 años para los minerales; medida ésta que fué adoptada por otros países para la recuperación de la minería de estaño, devastada durante la guerra mundial, para el período de 1944 hasta junio de 1949. Otras medidas similares han sido adoptadas también en otras minerías; basta citar que el Gobierno británico, para el desarrollo de la minería de uranio, ha garantizado a todos los productores de su Imperio un precio mínimo durante 10 años, y, asimismo, la compra de todo el excedente de su producción.

2.° Modificación del Impuesto de Usos y Consumos, al objeto de que, como máximo, grave el costo de tratamiento metalúrgico en un 10 % del total; es decir, que deberá fijarse, como máximo, en un 0,5 % del importe del mineral.

3.° Que la Dirección General de Comercio adopte las medidas pertinentes para la importación de minerales, especialmente de Portugal. Con ello se obtendría una reducción de un 20 % del costo de las importaciones y, al mismo tiempo, se incrementaría el ritmo de producción de las metalurgias nacionales, con la consiguiente reducción de sus costos.

4.° Establecimiento de derechos arancelarios proteccionistas en favor de la importación de minerales; es decir, que se mantenga el actual establecido de 0,10 ptas. oro para el mineral de estaño y se aumente el de igual cantidad que rige para el metal a 1,00 peseta oro.





5.º Puesto que actualmente la importación de minerales de estaño y sus aleaciones está monopolizada por el Instituto Nacional de Industria, se estima conveniente que en la Comisión correspondiente tuviese adecuada representación la industria metalúrgica privada, con lo que dicho Organismo contaría con la información y asesoramiento de esta rama de la industria en su política de importaciones.

## METALURGIA DE LOS POLVOS

No queremos dejar de apuntar en esta Ponencia de metalurgias la conocida, y en uso en el mundo, por la «Metalurgia de los polvos» o «Cerámica de los metales», pues sus resultados y posibilidades en franco período de ascenso, abogan por su implantación en España, al aportar nuevos productos y mejoras a industrias de antigua y creciente creación.

Reconocemos que su inmediata implantación en España no es fácil por su técnica, aunque no por sus primeras materias. Pero el indudable auge que ha adquirido en el extranjero, al producir industrialmente metales y productos hasta ahora no conseguidos por otras técnicas, merece que el Estado la apoye y fomente en el período de industrialización progresiva que España vive.

España fué una de las naciones precursoras de esta técnica, al fabricar, en 1850, monedas de platino sobredorado por «sinterización» de polvos de estos metales.

Esta técnica tiene su aplicación industrial en dos sentidos:

1.º En materiales cuya fusión es imposible, o, si lo es, el producto obtenido no posee las características exigidas.

2.º En materiales fusibles, pero en los que la pureza, homogeneidad, trabajo en máquinas herramientas, forja, laminado, economía u otras propiedades son esenciales para la aplicación a que se destinan e imposibles de obtener por los procesos normales de la Metalurgia.

Entre los primeros pueden señalarse los metales en estado dúctil, tungsteno (filamento de las lámparas de incandescencia), molibdeno y tántalo. Aleaciones duras y de productos duros «sinterizados» (herramientas de corte). Cojinetes porosos autolubrificantes, filtros metálicos, contactos eléctricos (Tu-Mo. y Cu-Ag), escobillas de motores (Cu-grafito), aleaciones con polvo de diamante, etc.

Entre los segundos se encuentran los metales y aleaciones (de gran pureza) de metales preciosos y los del grupo del hierro; materiales exentos de gases utilizados en el alto vacío. Imanes permanentes. Aceros muy aleados para resistencias eléctricas. Fabricación económica en serie de pequeñas piezas acabadas en hierro, acero, bronce, etc.

Por esta escueta enumeración de aplicaciones se ve la influencia que su instauración en España acarrearía sobre industrias como las eléctricas, metalúrgicas, mineras, transformación, automóviles, aeronáutica, etc., al mejorar y manufacturar nuevos productos por aportaciones de materiales que, o no se disponía de ellos, o era forzosa su importación del extranjero.

Queremos destacar también en este lugar la metalurgia del titanio, pues aunque su obtención puede hacerse por fusión (en ciertas condiciones especiales), también se obtiene, y en mejor estado para su ulterior transformación por «sinterización» de compactos de hidruros de este metal.

El Ti y sus aleaciones, por sus características mecánicas y físicas específicas (se ha conseguido en una aleación con 3 % de cromo y otros elementos, resistencias específicas de 141 kgs. $mm^2$, límite elástico de 130 kgs. $mm^2$, alargamiento de 7% y una densidad de 4,6; es decir, posee la relación específica resistencia/peso más alta que el mejor acero aleado), es estudiado hoy día intensamente (en Estados Unidos por una Comisión técnica conjunta de los Ministerios del Ejército, Marina y Aire) y se presume una utilización del mismo en sensible escala, contando con la existencia apreciable de yacimientos en el mundo, de los cuales nuestra nación es poseedora de algunos de cierta importancia.

En el mismo sentido podríamos referirnos al zirconio.

### Primeras materias.

Poseemos en España, aunque algunas, como en otras minerías poco desarrolladas y amparadas, casi todas





las minas necesarias para la obtención de polvos metálicos o compuestos de los mismos.

Por no ser sencilla la técnica de obtención de estos polvos, puede acometerse, si no en su totalidad, por lo menos en los procedimientos que no requieren técnica y maquinaria especial. Entre éstos pueden citarse los de: Molido, maquinado, atomización, granulación y electrolisis, aplicables a casi todos los metales.

Una somera descripción y características de ellos la hacemos a continuación:

*Molienda.*—Se efectúa con maquinaria tan conocida como molinos de bolas, bocartes, etc., y es fácil su aplicación a metales frágiles. Para metales maleables (Cu, Al, latones, etc.) se emplean molinos del tipo «Hametag» y separadores centrífugos del tipo ciclón.

*Producción de viruta.*—Se efectúa en tornos o máquinas herramientas, por extracción de viruta o de polvo que, después, se pulveriza en molinos del tipo anterior. Una aplicación específica y única es para el magnesio, por su fácil explosión.

*Atomización.*—Se emplea para metales de punto de fusión bajo, globulizando por una presión elevada de aire o vapor el metal fundido que cae de una abertura del fondo de un crisol en chorro fino. Específico para el aluminio.

*Granulación.*—Metales como el Al, Zn y Sn, pueden granularse en partículas bastas para la solidificación del metal fundido a través de cribas vibratorias.

*Reducción de óxidos metálicos.*—Los óxidos metálicos (entre ellos, los de Fe, Co, Cu, Ni, Tu y Mo) que pueden reducirse por el H, CO y C, se benefician de este procedimiento de obtención de polvo. Un ejemplo conocido de este tratamiento y utilizado en forma industrial lo tenemos en la esponja de hierro, que tanto auge tiene en Suecia.

*Reducción de sales metálicas.*—Ejemplos de este procedimiento lo tenemos en la reducción del cloruro ferroso por H para obtener Fe de gran pureza. Igualmente del fluoruro de berilio por reducción con el magnesio se obtiene el Be.

*Electrolisis.*—Empleando ánodos «solubles» de los metales que se desea pulverizar y como electrolito el sulfato de aquéllos, se depositan en el cátodo en forma pulverulenta (láminas duras y quebradizas), que, previo molido y recocido (en atmósfera de hidrógeno) a temperaturas bajas, permiten obtener polvos metálicos de algunos metales, como el Fe, Cu, Cr y Co.

*Producción ded carbonilos.*—Similarmente a la obtención del níquel carbonilo como se hace en la metalurgia de este elemento, pueden producirse los carbonilos de Fe, Co, Tu, Mo y Cr en polvo, caracterizados por la gran pureza de los mismos (sobre todo, en azufre y en fósforo) que los hace inapreciables para muchas aplicaciones; por ejemplo, el hierro carbonilo (de forma esférica) es el de mejores propiedades magnéticas.

*Procedimiento de los hidruros.*—Hay metales como el titano, tántalo, niobio, zirconio y vanadio, que forman hidruros, y en tal estado pulverulento los utiliza la Metalurgia de los Polvos, ya que, por calentamiento en el vacío, se descomponen en metal e hidrógeno, actuando este último como reductor para eliminar cualquier resto de óxido que perjudicaría la calidad de los compactos sinterizados.

MAQUINARIA NECESARIA.

Aparte de la intrínseca para la obtención de polvos (molinos, etc.), son necesarias prensas y hornos para el «sinterizado» de los compactos, en atmósferas de gases inertes o reductores.

No puede detallarse toda la maquinaria sin saber qué productos, calidad de los polvos y aplicaciones que pudieran darse a los primeros compactos «sinterizados» que se fabricaran en España. No obstante, podemos puntualizar que lo más delicado será la provisión de hornos eléctricos (generalmente de alta frecuencia) para temperaturas elevadas (1.000°/2.000° C.) con capacidades no superiores a 0,5 m³. También habrá que contar con la instalación (mejor, en la propia industria) productora de atmósferas reductoras o inertes (H, CO y N).

## *CONCLUSIONES*

1.ª Debe implantarse en España la «Metalurgia de los Polvos», bien por apoyo estatal a industrias particulares, facilitando la previa importación de los elementos esenciales para esta industria, o bien, en forma de sociedad paraestatal, como otras existentes.

2.ª Esta implantación pudiera ser propuesta por





una Comisión Técnica que informara amplia y detalladamente sobre los elementos técnicos, industriales y económicos necesarios para esta industria.

3.ª Una primera fase pudiera ser la momentánea importación de polvos metálicos (existen en Estados Unidos de América varias fábricas de ellos), mientras se implanta su fabricación en España, para aquellos productos cuya fabricación se considere imprescindible. El prensado y «sinterizado» se realizaría aquí. De dichos polvos creemos pudieran seleccionarse el carbonilo de hierro, grafito y cobre para la obtención de núcleos de hierro de gran permeabilidad magnética (circuitos electrónicos), escobillas de motores eléctricos, cojinetes autolubrificantes, etc.

Madrid, abril 1950.

---

*Seguidamente se da lectura a las siguientes enmiendas del Sr. Aranguren Sabas a dicha Ponencia, que son:*

*ENMIENDA A LA CONCLUSIÓN II:*

*Se propone la siguiente redacción:*

*"Aunque la capacidad de producción de las instalaciones siderúrgicas pueda realmente llegar con relativamente pequeñas modificaciones o ampliaciones a alcanzar la cifra de producción señalada en el párrafo anterior, es muy conveniente que, tanto en las modificaciones o mejoras, como en las ampliaciones, se tenga en cuenta la necesidad aneja a todo progreso fundamental en esta industria, de realizar gran coordinación de instalaciones, coordinación nacional de la producción, mejora substancial en el aprovechamiento de las primeras materias, las calorías, la energía y la mano de obra y mejora importante en la calidad y en los precios de costo.*

*Al mismo tiempo, el declive de las reservas de mineral de Vizcaya y el ser deficitarios de chatarra, obliga a pensar en la puesta en valor de otras fuentes de aprovisionamiento de mineral de hierro y a hacer una revisión sobre las bases en que se funda nuestra siderurgia, para lo cual, ésta deberá llegar a la producción normal de lingote de acero sumamente flexible que permita trabajar, llegado el caso, con escasa y aun nula importación de chatarra.*

*La industria siderúrgica deberá abordar todos estos problemas con espíritu de conjunto, única manera de obtener el resultado efectivo que es tan necesario."*

*El* SR. PRESIDENTE: *Terminada la lectura de la parte de la Ponencia dedicada a la siderurgia, me interesa hacer constar que, aunque yo tenga opiniones particulares, desde este sitio no puedo hacer más que encauzar las de los demás, con el fin de que las conclusiones que salgan de esta sesión sean producto del resultado general y cuente, a ser posible, con la aprobación de todos.*

*Ahora, pregunto al Sr. Aranguren si cree preferible que se abra discusión sobre los dos trabajos presentados por él, o considera que basta con las dos enmiendas que ha presentado a la Ponencia general.*

*El* SR. ARANGUREN: *Por mí, es suficiente.*

*El* SR. PRESIDENTE: *¿Se entiende, entonces, que la Ponencia general quedaría bien redactada con la aceptación de las enmiendas del Sr. Aranguren?*

*El* SR. ARANGUREN: *Quisiera hacer una observación. La primera parte de la Po-*





*nencia, ya leída, era bien conocida por todos los miembros de la misma, pero los anexos que figuran a continuación, no. Por eso, será mejor que dividamos la discusión en dos partes: la referente a la verdadera Ponencia, y los anexos.*

*En los anexos, aparte de las cifras, se exponen los fundamentos de éstas y se hacen consideraciones que son de interés.*

DON MANUEL SOTO: *Es preciso que en todas las sesiones, nuestras conclusiones interpreten el sentir general, ya que nosotros no podemos pronunciarnos más que a favor de aquellas conclusiones que miren al interés nacional y al servicio de la economía española. Y me refiero con estas palabras, a las dos primeras conclusiones.*

*A mi juicio, no se debe comprometer la opinión de los ingenieros españoles con la cita de cifras determinadas, sino que sería suficiente decir que se desea, que se cree conveniente que se auxilie a la industria actual para que, en el menor plazo posible, alcance la máxima producción, dentro de sus posibilidades de capacidad de producción y al precio de costo más económico; pero nada de fijar cifras resueltamente. Sobre las cifras cabe siempre discusión y, además, con el tiempo pueden dejarnos desairados.*

*Se insiste mucho en dar cifras, y se señala como meta 50 kilos de acero por habitante. Me parece poco. Se acerca a lo que actualmente tiene ya Italia, y no se aproxima, ni con mucho, a Francia, Suiza, Inglaterra, Bélgica, Estados Unidos, etcétera. ¿Por qué vamos a ser tan modestos en nuestras ambiciones? ¡Si nos basta con hacer constar nuestro deseo de que se desarrolle la industria y se perfeccione todo lo posible!*

*Se ocupa también la Ponencia —a cuyos autores felicito, y cuya competencia reconozco es mucho mayor que la mía— de los minerales de hierro, y dice que la base de nuestra esperanza para el porvenir, dentro de la riqueza nacional, está en los minerales de hierro que existen en algunas partes de España, fundamentalmente en Asturias, entre ellos los carbonatos, porque se están agotando los minerales de hierro que teníamos y de los cuales hemos disfrutado alegremente. Sobre este extremo debe hacerse patente nuestra aspiración de que, sin perder tiempo, se estudie el aprovechamiento técnico de estos yacimientos para el porvenir, ya que ello es lo que nos puede resolver el problema, al cabo de un tiempo determinado, porque no vamos a circunscribirnos al momento actual.*

*No quiero que pueda sospechar siquiera nadie que estamos aquí con miras que no sean nuestro deseo de servir a España con toda objetividad.*

*El* SR. ORBANEJA: *Estoy de acuerdo con el Sr. Soto. No debemos fijar cifras. Cualquier cifra que se establezca puede ser discutida. Con decir que el Gobierno apoye la ampliación y mejoramiento de la industria, basta.*

*Es verdad que la industria siderúrgica está anticuada, pero no olvidemos que hace veinte años que no nos desenvolvemos normalmente en España. Desde 1929 no ha habido prosperidad, y, cuando la ha habido, se han intervenido los precios de modo tan exagerado que se ha impedido que tuvieran beneficios. No ha habido posibilidad de que la industria siderúrgica tuviera fondos de financiación que le permitiera renovarse.*

*El* SR. COS: *No debemos olvidar el aspecto de la defensa nacional en una época en que se dispone de medios destructivos eficaces en grandes zonas. Países como Inglaterra y los Estados Unidos tienden actualmente a la dispersión de sus indus-*





*trías como medio de defensa. Por eso, si técnicamente me parece muy bien la idea del Sr. Aranguren, desde el punto de vista de la defensa nacional me parece muy mal.*

*Creo que la propuesta del Sr. Aranguren estaría mejor enfocándola hacia la ampliación de producción para cubrir las nuevas necesidades, teniendo en cuenta que hay yacimientos que, o no son conocidos, o se hallan inexplotados por falta de medios de transporte. Sevilla es un ejemplo; allí hay minas de hierro y de carbón; en época de la Monarquía, mi padre propuso la creación allí de unos hornos altos para el Cuerpo de Artillería; a Alfonso XIII le parecieron muy bien los estudios, y estuvo a punto de realizarse la empresa. También ha habido otro proyecto en la provincia de Córdoba.*

*La zona Sur de España es la más apropiada para la instalación de factorías industriales, por ser la más alejada de Europa, que es por donde pudiera venir un ataque.*

*Lamento que la Ponencia no se nos haya podido repartir, porque es muy extensa para que nos demos exacta cuenta de su contenido, por su simple lectura.*

*Respecto al aspecto de consumidora de coque de la industria siderúrgica, es de exponer el hecho curioso de que Peñarroya haya tenido que disminuir la producción por falta de pedidos, debido a la división de España en dos zonas, impuesta por la Comisaría General de Abastecimientos y Transportes; y así, mientras el Norte está supersaturado, en la zona Sur hay que reducir la producción de coque por falta de pedidos. Creo que en la Ponencia debiera recogerse este extremo.*

*La Ponencia, al tratar de ferromanganeso, ha olvidado una zona que es muy importante: los Picos de Europa. En Covadonga hay una minas que todavía se están explotando, a pesar de haberlas abandonado una compañía extranjera, y en la perforación de un túnel se han cortado tres filones de manganeso. Desde luego, entre las zonas que se investiguen debe incluirse la de los Picos de Europa.*

*El* Sr. Fernández Miranda: *Voy a hacer algunas consideraciones. Analizar paso a paso la Ponencia leída, es materialmente imposible. Casi todos los asistentes podríamos proponer adiciones y hablar para observaciones, rectificaciones, etc. Por eso entiendo que sólo debemos tratar lo verdaderamente fundamental. El Sr. Presidente inició un orden de discusión, a mi parecer, admirable, al tratar de establecer la conexión que existe entre las propuestas del Sr. Aranguren y la Ponencia general. Y creo que no debemos apartarnos de esto; pero, al hacerlo así, se plantea una cuestión que no tengo inconveniente en exponer, porque es como descubrir el Mediterráneo.*

*Aquí ha salido a relucir el proyecto del I. N. I. La Ponencia del Sr. Aranguren armoniza perfectamente con los proyectos del I. N. I., y la Ponencia general parece que no cree necesarios esos grandes proyectos. Y yo digo, adhiriéndome a lo expuesto por el Sr. Soto, que aquí debe imperar, sobre todo, el interés nacional.*

*Se plantea, por consiguiente, la cuestión de si se estiman o no compatibles los dos criterios: la Ponencia del Sr. Aranguren y la Ponencia general. A mi juicio, son compatibles. Creo que no hay inconveniente alguno en que prosperen las dos Ponencias en el sentido de que se respeten los intereses de la industria siderúrgica establecida, cuyo espíritu de renovación y perfeccionamiento resalta en la Ponencia general que se ha leído, y aprobar la Ponencia del Sr. Aranguren, en cuanto*

*supone una aspiración más elevada y mirando a un futuro optimista de consumo de hierro.*

*Hay que aclarar esto antes de adoptar una resolución. A mí me gusta ir a la realidad y que no quede nada "in pectore".*

*El* Sr. Balzola: *Me interesa hacer constar un dato. El índice general de productos industriales españoles, según las estadísticas, es del 106. Hemos mejorado un poco. En cambio, el índice de la producción agrícola arroja un 53 %.*

*Claro que en España se podrían consumir 50 kilos de acero por habitante y año, pero también se consumiría el doble de trigo. Por eso, no debemos fijarnos tanto en el aumento de una determinada producción sin atender al panorama general del país.*

*El* Sr. Felgueroso: *Una Ponencia tiene una aspiración hasta cierto punto ilimitada, y la otra, limitada. No podemos olvidar que la Ingeniería va unida a la Economía. Nuestras disponibilidades efectivas para adquisición de instalaciones son limitadas, y conviene estudiar qué es más ventajoso: si la mejora y ampliación de las instalaciones actuales, hasta la modesta cifra del millón y medio de toneladas, que creemos suficiente, o bien emplear cantidades más importantes de dinero en una nueva instalación opulenta. Porque las dos cosas no podemos hacerlas.*

*Mi opinión es que debemos pronunciarnos a favor de las mejoras proyectadas por los siderúrgicos actuales.*

*El* Sr. Herrero: *Como uno de los miembros de la Ponencia, me creo en el caso de explicar cómo se ha desarrollado el trabajo.*

*Todos los compañeros han aportado gran cantidad de datos, que hemos examinado y discutido hasta llegar a un criterio medio colectivo que hiciese posible que las conclusiones fuesen aceptadas por todos.*

*Muchos de los que hemos intervenido somos hombres de empresa, pero ni que decir tiene que hemos abandonado nuestra cartera de hombres de empresa al tomar parte en las deliberaciones. Éste ha sido nuestro propósito, y creo que lo hemos conseguido.*

*Hoy me encuentro con la sorpresa de que el Sr. Aranguren presenta las propuestas que ya habíamos examinado y rechazado en el seno de la Ponencia. Y, forzosamente, por lealtad a mis compañeros de Ponencia, me veré obligado a consumir un turno en contra de cada conclusión que se oponga a las que aprobamos.*

*El* Sr. Presidente: *A ver si podemos llegar a una coincidencia.*

*Después de oír a los Sres. Aranguren y Fernández Miranda, no creo haya grave dificultad en coordinar las dos tendencias. A tal fin, me permito proponer que suspendamos unos momentos la discusión, o bien, continuarla mañana...* (Rumores) *que suspendamos la sesión y que los Sres. Fernández Miranda y Aranguren se reúnan y vean la manera de acoplar las conclusiones en sentido general, y después someterlas a examen.*

*El* Sr. Herrero: *Va a ser muy difícil conciliar las conclusiones, porque son muy dispares.*

*El ambiente general parece inclinarse por la mejora de la industria actual. El instalar una nueva siderurgia nos llevaría a un gasto de divisas de que carecemos. El grupo de Sagunto está parado porque se necesitan unos repuestos que importan solamente 1.000 dólares, y no pueden obtenerse las divisas.*

*El* Sr. Presidente: *Me parece que el Sr. Aranguren no desea que antes de que nuestra siderurgia modernizara sus instalaciones se hicieran unas instalaciones nuevas de gran envergadura. ¿No es eso?*

*El* Sr. Aranguren: *Ha habido tantas intervenciones, que la cuestión ha quedado un poco confusa, y quiero recoger alguna de las afirmaciones que se han hecho.*

*En primer lugar, no ha habido aquí nadie que haya desvirtuado la afirmación de que la diseminación y la dispersión conducen a un consumo de combustible tan enorme que nos ha llevado en 1949 a malgastar más de 1.000.000 de toneladas. Y este dato es bastante importante para ser tenido en consideración al tratar de cómo se va a llevar a cabo la modernización.*

*Tenemos, es verdad, 18 hornos altos, y nos bastaría con 3. Nos sobran instalaciones; lo que nos faltan son buenas instalaciones. En cuanto a plantas de acero, tenemos 50 hornos distribuídos en 16 plantas. Si no hay espíritu de conjunto en la actual siderurgia, lo más urgente es ir a crear una nueva industria. Que la actual se modernice y que, para lograrlo, se la ayude, me parece bien.*

*No se puede hablar de falta de mineral en España, cuando se han exportado 2.000.000 de toneladas.*

*El* Sr. Fernández Miranda: *El Sr. Balzola nos hablaba de los minerales asturianos. Precisamente, uno de los motivos que me llevan a ver con simpatía la nueva siderurgia, es que ésta se va a preocupar —y, si no, faltaría a una de las bases fundamentales de ella— del aprovechamiento de los minerales pobres de Asturias. No es dato despreciable el ver que los Estados Unidos, que tienen enorme producción de mineral de hierro en el Estado de Minesota, se están gastando cuantioso capital en aprovechar estos minerales pobres, mirando al futuro, que para ellos no está muy cercano. Y si nosotros queremos poner algún día esa riqueza en potencia, tenemos que empezar a preocuparnos de ella desde este momento. Ya ha hecho esfuerzos la siderurgia actual —a la cual rindo el honor que merece por esas inquietudes— e incluso se ha logrado que minerales de 42 % de hierro y con un veintitantos de sílice, se corvirtieran, por labores preparatorias en los hornos altos, para su utilización, en minerales de 62 % de hierro, sin que esto represente ninguna dificultad de orden técnico, sino únicamente de orden económico. Si los Estados Unidos se fijaran exclusivamente en el aspecto económico actual, no darían un sólo paso en ese sentido, y, sin embargo, lo hacen.*

*Esto no quiere decir que la siderurgia actual, con todos esos proyectos de ampliación y modernización, no pueda seguir su camino y vivir conjuntamente con la nueva siderurgia el día que ésta empiece a funcionar, que está muy distante.*

*Se ha hablado de compatibilidad o incompatibilidad de las dos Ponencias. Antes de ausentarme, quiero que conste mi parecer, en el sentido de que me parecen perfectamente compatibles; porque hay tiempo suficiente hasta que la nueva siderurgia pueda influir sobre el mercado con sus productos, para que se lleve a cabo la renovación de la actual, para lo cual pido desde aquí al Gobierno que se dé todo género de facilidades.*

*En la Ponencia general hay una laguna respecto a un punto que se trató en el seno de la Ponencia, y es que hace falta, indudablemente, que todas esas unidades productoras, dispersas y de capacidad tan distinta, tengan una especie de consorcio, de dirección única. Con ello no se quiere eliminar la dirección particular de*

*cada empresa, pero sí que se coordine la producción y que se especialice por fábricas, según convenga al interés del país.*

El Sr. Presidente: *Son tan claras las afirmaciones hechas por el Sr. Fernández de Miranda, que sobre esa base me parece que podíamos llegar a un acuerdo.*

El Sr. Pagola: *Hemos de tener en cuenta el interés general de la nación, como ha dicho el Sr. Soto. Las divisas son de todos los españoles, y en todas las Secciones nos estamos encontrando con la grave dificultad de su falta. Debemos orientarnos hacia lo eficaz, a lo posible, y antes que meternos a resolver problemas del futuro debemos resolver la situación actual. En todo caso, para inclinarnos a un lado o a otro, debemos tener en cuenta nuestra realidad económica.*

*La creación de una nueva industria siderúrgica nos llevaría a gastar muchas divisas. ¿Se conoce la diferencia de costo de la producción en relación con la siderurgia actual?*

El Sr. Aranguren: *Un 30 por 100 de ventaja.*

El Sr. Pagola Iberiben: *No vamos a entrar en si, efectivamente, sería un 30 o no; pero en todo caso, ¿qué vamos a hacer con las actuales siderurgias? ¿Se dejan como chatarra? Y si producen las dos y se obtiene un sobrante, ¿qué hacemos con él? Nadie se hará ilusiones respecto a exportación. Basta echar una ojeada a los periódicos de estos días para que se disipe el optimismo.*

El Sr. Herrero Egaña: *Coincido en lo que acaba de decir el Sr. Pagola. No tenemos divisas en cantidad suficiente para podernos permitir estas alegrías. Y en estas circunstancias, ¿no es mejor que vayamos al perfeccionamiento de las fábricas siderúrgicas actuales? Si las fábricas existentes son capaces de ir rápidamente a esa producción que se apunta, y para lo cual no hacen falta divisas de ninguna clase, es indudable que sería la mejor solución del momento.*

El Sr. Capmany: *Ha llegado la discusión a un momento en el cual hemos de remontarnos al principio.*

*Al constituirse la Ponencia, desde su primera reunión, todos dejamos a la puerta los intereses que a cada uno, dentro de nuestra profesión, nos correspondía defender, para mirar sólo el interés de España a través del Instituto de Ingenieros Civiles que nos había designado para redactar la Ponencia.*

*Se redactó la Ponencia y pensamos que iba a pasar directamente, con sus conclusiones, al Ponente general del Congreso, o bien, que se traería aquí a discusión. Parece que lo que correspondía era lo primero, puesto que la Ponencia había sido redactada por las distintas especialidades que constituyen el Instituto de Ingenieros Civiles. No ha sido así, y aquí estamos discutiéndola.*

*Desde el principio se tropezó con gran dificultad para la redacción de las conclusiones. Siento que se haya ausentado el Sr. Fernández Miranda. Él nos expuso sus puntos de vista, con la extraordinaria autoridad que tiene, tanto personal como por ser Presidente de la Ponencia, pero, en seguida, renunció a seguir defendiendo su tesis de concentración y consorcio de las industrias siderúrgicas existentes. Después se acordó dividir el trabajo en cuatro partes; necesidad de consumo en los años venideros; posibilidades de la industria existentes para cumplir con estas necesidades; posibilidades en primeras materias, y elementos auxiliares.*

*El examen de las necesidades resultó muy laborioso. Uno de los ponentes propuso, y no fué aceptado, que se propusiera al Congreso posponer el asunto hasta*

*después de celebrado; es decir, que de éste no saliera más que una proposición al poder público de que designase una comisión más amplia, con intervención de las industrias existentes, de la industria del Estado y del Instituto de Ingenieros Civiles, como el fiel de la balanza, ya que se han puesto en distintos platillos, inexplicablemente, la industria del Estado y la industria privada. Desechada esta tesis, se entró en el examen de los cuatro puntos, y como línea de menor resistencia, se llegó a concretar esta Ponencia, ya de por sí bastante extensa.*

*Con estos antecedentes, no puede extrañarse la rectificación, en un caso, y la adición, en otro, que como síntesis de los trabajos aquí presentados se han incorporado, por decirlo así, a la Ponencia, creo que con el beneplácito de la concurrencia, a propuesta del Sr. Aranguren, aunque rechazadas en el seno de la Ponencia.*

*Con esto quiero demostrar que la Ponencia no es hija de la improvisación.*

*Nos encontramos con una industria que no está a la altura que hubiera estado si se le hubiera prestado la ayuda debida, y ahora debemos pensar si, dada esta ayuda ahora, podrá ser eficaz.*

*El Sr. Aranguren defiende la concentración y se apoya en tendencias extranjeras. Nosotros hemos de pensar qué es preferible, si reformar el traje o hacernos uno nuevo, y esto, cuando se es pobre, no ofrece duda. Si es necesario el hierro, más importante es comer. Cuando estamos importando productos alimenticios, parece un poco fuera de razón decir que vamos a crear de nueva planta la industria siderúrgica.*

*El argumento de que la producción va a resultar más económica con la nueva siderurgia, es muy discutible; no se puede asegurar "a priori", porque no está totalmente demostrado que la industria moderna, con el coste de importación actual, no produzca a un precio superior que industrias, que muchas de ellas están amortizadas en su totalidad.*

*Estudios muy recientes de la O. N. U ponen de manifiesto la cantidad de riqueza que hay que movilizar al propio tiempo que la inversión siderúrgica, y resulta tan fabulosa que, al lado de los dos mil millones del proyecto de la nueva empresa, hay una cantidad ingente en todo lo demás de las industrias que emplean estos productos siderúrgicos: los transportes, la minería, etc. En una palabra, que los dos mil millones quedan muy por bajo de la cifra indispensable de inversión. Y repito: ¿puede un país pobre pensar en una inversión, con todo lo que lleva consigo, de dos mil millones en la siderurgia?*

*Concreto mi opinión diciendo que haga saber el Congreso las conclusiones de la Ponencia con las modificaciones del Sr. Aranguren; pero añadiendo que todas estas conclusiones de la Ponencia son una primera aproximación y como contribución del Congreso al problema, pero que no son la última palabra de la cuestión, porque se entiende que los elementos de juicio de que se ha dispuesto, el tiempo que ha tenido la Ponencia y el propio Congreso, no son suficientes para conclusiones de tanta importancia, y, por consiguiente, que se tiene que continuar la labor de este Congreso con la creación de una amplia Comisión que pueda estudiar estos puntos fundamentales: las necesidades, las materias primas, la potencialidad de la industria actual, si conviene o no al país una industria aparte de la actual o debe ésta mejorarse con la ayuda del Estado.*

*El* Sr. Presidente: *El Sr. Company ha llegado a hacernos una propuesta tan discreta, que tal vez satisfaga a la mayor parte de los aquí reunidos y al Sr. Aranguren, que tiene la posición de defensa de una enmienda tan fundamental.*

*El* Sr. Aranguren: *Mantengo las enmiendas, porque están profundamente estudiadas.*

*El* Sr. Presidente: *Si les parece, podríamos suspender la sesión y continuar mañana para dar lugar a una fórmula de armonía.*

*Varios señores congresistas piden la palabra.*

*El* Sr. Presidente: *Me parece que lo mejor es que nos reuniéramos mañana por la mañana, a las doce, por ejemplo, teniendo en cuenta que por la tarde se han de redactar las conclusiones definitivas.*

*El* Sr. Pagola: *Si se consumen los turnos en pro y en contra y no nos ponemos de acuerdo, lo que corresponderá será votar. Suspender la sesión hasta mañana, no tiene objeto.*

*El* Sr. Presidente. *Reconozco mi incompetencia, porque yo no lo veo tan claro.*

*Se va a consultar si se suspende la sesión por media hora o hasta mañana por la mañana.*

*Los señores que prefieran que continúe la sesión esta tarde, tras una suspensión de media hora, que se pongan en pie.* (Lo hacen la mayor parte de los presentes.)

*Se suspende la sesión por media hora.*

*(ERAN LAS SIETE Y QUINCE MINUTOS DE LA TARDE.)*

*REANUDADA LA SESIÓN A LAS OCHO DE LA NOCHE, DIJO:*

El Presidente (Sr. Abollado): *Hay dos posiciones perfectamente marcadas. Se ha llegado a una especie de acuerdo en las conclusiones 1.ª y 2.ª, pero no en la tercera.*

*Leída la conclusión 1.ª, en sus redacciones anterior y definitiva, fué aprobada.*

*Se leyó la conclusión 2.ª en la redacción de ambas partes, dijo:*

*El* Sr. Presidente: *Una de las partes propone se agregue el siguiente párrafo: "Se propugna la investigación a fondo de los yacimientos, etc".*

*Como sobre este punto no hay acuerdo, y teniendo en cuenta la enmienda primitiva del señor Aranguren, que admitía la supresión de esta última parte, pero la parte en oposición con dicha enmienda insiste en que, no solamente hay que suprimir esa última parte, sino que había que poner: "Se propugna la investigación a fondo, etc". Habrá que examinarlo.*

*El* Sr. Capmany: *Esto tiene carácter de excesiva generalidad. Conviene indicar un poco el camino. La experiencia, no despreciable, de los ingenieros siderúrgicos ha señalado la necesidad de pensar en sistemas distintos de los de hornos altos. Y nuestras indicaciones tienen carácter técnico, como emanadas de un Congreso de Ingeniería. Creo que los técnicos debemos concretar más, pero no tanto que puedan ser revisados nuestros acuerdos por la realidad. Y este acuerdo de las plantas-piloto nunca puede ser contradicho por la realidad.*

*El* Sr. Aranguren: *Esto me parece una habilidad dilatoria. Ya verá, el que tenga que hacer eso, qué procedimiento sigue para saber lo que va a pasar con sus minerales, sin que le indiquemos el camino.*

*El* Sr. Martín de Vidales: *Declaro mi sorpresa por la presentación del trabajo del Sr. Aranguren, ya que en la Ponencia habíamos discutido ampliamente, sin que hubiera absoluta disparidad de criterio, y, por tanto, no podía yo suponer que un miembro de dicha Ponencia presentara lo que podemos llamar voto particular, totalmente opuesto al criterio de la Ponencia.*

*La Ponencia ha discutido con la colaboración y la intervención del Sr. Aranguren, y en ningún momento podía yo pensar que estuvieran tan en disparidad de criterio como para presentar unas conclusiones que se diferencian tanto de la Ponencia.*

*Se discutieron cuatro puntos importantes: demanda, producción, primeras materias e industrias auxiliares. Se llegó a fijar la cifra de un millón y medio de toneladas de acero como límite al que pudiéramos llegar en 1960. Creo que millón y medio de toneladas no admitimos en España por espacio de dos o tres años seguidos.*

*Estudiamos también los proyectos en marcha para la ampliación de las industrias actuales, y se llegó a la conclusión de que con ese plan se obtendrían en 1960 el millón y medio de toneladas en el papel, porque, desgraciadamente, harían falta muchas cosas para llegar a tal producción.*

*Entonces surgió la propuesta del señor Aranguren, y yo paso a hacer ligerísimo estudio de los elementos necesarios para llegar a esta nueva planta. En la cuenca asturiana no se sabe lo que hay, y pregunto si es admisible tratar de la inversión de 1.800 millones de pesetas en una instalación de siderurgia a base de minerales desconocidos.*

*Se habla de un aumento de la producción de carbón de tres millones de toneladas. ¿Es lógico que nos aventuremos al empleo de esa cantidad de millones? Desgraciadamente, es muy pequeña la cantidad de divisas que tenemos. Por tanto, estimo que procede emplear la mínima cantidad de divisas en poner a tono la industria siderúrgica para satisfacer las necesidades nacionales.*

*Concretamente, como miembro de la Ponencia, sólo puedo mostrarme conforme con la aprobación de la Ponencia oficial, modificada de esa ligera forma hecha aquí hasta llegar al punto concreto leído por el Sr. Presidente. Llegar al completo fin del desarrollo de las ampliaciones propuestas por la industria siderúrgica actual, y sólo cuando esto sea un hecho y la siderurgia disponga del material necesario y, además, de las primeras materias que solicita, y cuando se compruebe que la demanda crece en la forma necesaria, entonces pensar en la instalación de nuevas plantas. No puedo votar otra cosa. Mi convicción es tan arraigada que tendría gravísimo problema de conciencia si admitiera la posibilidad de emplear 1.800 millones de pesetas en una industria siderúrgica, en tanto no se demuestre que la producción actual no dé satisfacción al mercado siderúrgico.*

*Creo que la discusión es inútil y podría salvarse poniendo el asunto a votación; la Ponencia, y el voto particular.*

*El* Sr. Presidente: *Procede que el Sr. Aranguren diga su última palabra.*

*El* Sr. Aranguren: *Repito que lo de las plantas-piloto no es más que una dilación. Aunque me quede solo, prefiero que el día de mañana me llamen Orbegozo.*

*El* Sr. Orbaneja: *¿Es posible llevar un voto particular al Pleno?*

*El* Sr. Presidente: *Acompaña a las conclusiones.*





*El* SR. CAPMANY: *Si la Presidencia entiende que la proposición sobre planta-piloto puede interpretarse como dilación u oposición a planes de Gobierno, la retiro, ya que deben evitarse votaciones en estos asuntos.*

*El* SR. PRESIDENTE: *Ante la posición del Sr. Capmany, yo celebraría que la Asamblea toda estuviera de acuerdo, sin voto particular. En la primera conclusión ya estaba de acuerdo.*

*Vamos a leer la segunda, tal como queda ahora redactada.*

*Leída la conclusión segunda, dijo:*

*El* SR. ARANGUREN: *Accedo a que se ponga "coordinación", en vez de "concentración". Así se aprobó la conclusión segunda.*

*Seguidamente se leyó y aprobó la tercera, quedando aprobado con ello, con las modificaciones aceptadas, la Ponencia sobre Siderurgia.*

*Se levanta la sesión a las diez de la noche.*





# CONCLUSIONES DEL GRUPO QUINTO

## «SIDERURGIA Y OTRAS INDUSTRIAS»

*Las conclusiones deducidas de los trabajos que se publican en el presente Tomo, estudiadas en las respectivas Secciones del Grupo V.-* SIDERURGIA Y OTRAS INDUSTRIAS, *fueron coordinadas y dispuestas para su presentación al Pleno del Congreso, en la reunión conjunta celebrada al efecto por las Mesas de dichas Secciones con el Ponente General D. Miguel Gortari Errea.*

*Estas conclusiones provisionales, impresas en las páginas 222 a 224 del Tomo 1, se sometieron a examen y discusión en el Pleno y quedaron aprobadas en el celebrado el día 2 de junio de 1950, con la redacción que figura en las páginas 240 y 241 de aquel Tomo 1.*

FIN DEL TOMO VI



# ÍNDICE

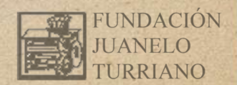



FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# ÍNDICE DEL TOMO SEXTO

## GRUPO V.—SIDERURGIA Y OTRAS INDUSTRIAS






FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO

# ERRATAS ADVERTIDAS

| Dice: | Debe decir: | Página | Columna | Línea |
|---|---|---|---|---|
| en | con | 55 | 1.ª | 35 |
| coral» | coal» | 65 | 2.ª | 26 |
| lacción | fracción | 87 | — | 22 |
| variarlo | vaciarlo | 120 | 1.ª | 39 |
| a | como | 169 | 2.ª | 20 |
| PH | pH | 213 | 2.ª | 35 |
| calmado | calentado | 218 | 1.ª | 4 |
| éster | ester | 224 | 2.ª | 23 |
| ésteres | esteres | 226 | 2.ª | 1 y 4 |
| curpoamoniacal | cuproamoniacal | 247 | 1.ª | 20 |
| por | que | 247 | 1.ª | 38 |
| «denie» | «denier» | 248 | — | 23 y 25 |
| fosfórico | fósforo | 257 | 2.ª | 24 |
| amortizaciones | autorizaciones | 279 | 2.ª | 43 |
| Hm. | Tm. | 312 | 2.ª | 20 |
| cuyos | cupos | 313 | 2.ª | 22 |
| «Leblanca» | «Leblanc» | 367 | 1.ª | 7 |
| equipo | equipado | 378 | 1.ª | 10 |
| 302.700.00 | 302700.000 | 380 | 2.ª | 22 |
| supondra | supondrá | 390 | 1.ª | 28 |
| de | en | 399 | 2.ª | 44 |
| ENMIENDA | ENMIENDAS | 413 | — | 11 |


FUNDACIÓN
JUANELO
TURRIANO